

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ,
МОЛОДІ ТА СПОРТУ
УКРАЇНИ
ДОНБАСЬКИЙ ДЕРЖАВНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

**О. М. Смірнов,
С. В. Куберський,
Є. В. Штепан**

БЕЗПЕРЕРВНЕ РОЗЛИВАННЯ СТАЛІ

Підручник

*Затверджено Міністерством освіти
і науки України*

Алчевськ
2011

УДК 621.746.5.047

ББК К 616.33

С50

Смірнов Олексій Миколайович – докт. техн. наук, професор каф. металургії сталі ДВНЗ Донецького національного технічного університету;

Куберський Сергій Володимирович – канд. техн. наук, доцент каф. металургії чорних металів Донбаського державного технічного університету;

Штепан Євгеній Вікторович – канд. техн. наук, доцент каф. металургії сталі ДВНЗ Донецького національного технічного університету.

Рецензенти:

В. Л. Найдек – докт. техн. наук, професор, академік НАН України, директор «Фізико-технологічного інституту металів і сплавів» (м. Київ);

В. Л. Пілюшенко – докт. техн. наук, професор, член - кореспондент НАН України, проректор з наукової роботи Донецького державного університету управління;

О. М. Скребцов – докт. техн. наук, професор Приазовського державного технічного університету (м. Маріуполь).

Затверджено Міністерством освіти і науки України

як підручник для студентів напряму «Металургія»

вищих навчальних закладів

(Лист № 1/11 – 1060 від 08.02.2011)

Смірнов О. М. та ін.

С50 Безперервне розливання сталі: Підручник. / О. М. Смірнов, С. В. Куберський, Є. В. Штепан. – Алчевськ : ДонДТУ, 2011. – 518 с.

ISBN

Підручник містить матеріали, засновані на сучасних досягненнях в області безперервного розливання сталі й розглядає особливості підготовки металу до безперервного розливання, конструкцію, призначення й принцип роботи основних елементів МБЛЗ, автоматизацію процесу, структуру, якість і дефекти безперервнолитого металу, технологію безперервного розливання, а також сучасні МБЛЗ для виробництва різних видів металопродукції.

Підручник призначений для студентів і викладачів вищих навчальних закладів, може успішно використовуватися в практичній діяльності працівниками науково-дослідних і проектних інститутів, а також металургійних підприємств.

УДК 621.746.5.047

ББК К 616.33

© О. М. Смірнов,

С. В. Куберський,

Є. В. Штепан, 2011

© ДонДТУ, 2011

ISBN

© дизайн обкладинки,

С. В. Куберський, 2010

ЗМІСТ

ВСТУП.....	6
1 ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ПРО ПРОЦЕС БЕЗПЕРЕРВНОГО РОЗЛИВАННЯ СТАЛІ.....	9
1.1 Історія розвитку, сутність, переваги й особливості безперервного розливання сталі.....	9
1.2 Загальні принципи системи технологій безперервного лиття, архітектура й основні функціональні вузли МБЛЗ.....	21
1.3 Основні типи МБЛЗ і їхня класифікація.....	27
1.4 Загальна структура сталеплавильних цехів з безперервним розливанням сталі й тенденції її розвитку.....	35
1.5 Сучасні тенденції розвитку технології й устаткування для безперервного розливання сталі.....	46
Контрольні запитання	56
2 ТЕХНІКА Й ТЕХНОЛОГІЇ ПІДГОТОВКИ МЕТАЛУ ДЛЯ РОЗЛИВАННЯ НА МБЛЗ.....	58
2.1 Загальні вимоги до якості металу, призначеного для розливання на МБЛЗ.....	58
2.2 Основні методи доведення (підготовки) сталі в ковші і їхня ефективність.....	60
2.3 Універсальний агрегат «ківш – піч».....	69
2.4 Регулювання температури рідкої сталі в ковші.....	72
2.5 Перемішування розплаву в ковші.....	80
2.6 Вакуумування сталі в ковші.....	87
Контрольні запитання	98
3 КОНСТРУКЦІЯ Й ПРИЗНАЧЕННЯ ОСНОВНИХ ВУЗЛІВ МБЛЗ.....	100
3.1 Сталерозливні ковші й стенди для їхньої заміни.....	100
3.2 Проміжний ківш як функціонально-технологічний елемент забезпечення стабільності розливання і якості безперервнолитого металу.....	106
3.2.1 Конструкція й основні технологічні параметри проміжного ковша.....	106
3.2.2 Методи дозування сталі під час її витікання із промковша в кристалізатор.....	114
3.2.3 Футерівка проміжного ковша, її експлуатація й зношування.....	121

3.2.4 Ізостатичні вогнетриви для дозування сталі і її захисту від вторинного окислення.....	131
3.3 Кристалізатор МБЛЗ.....	142
3.3.1 Формування твердої скоринки безперервнолитого зливка й теплообмін у кристалізаторі	143
3.3.2 Хитання (осциляція) кристалізатора й вплив його параметрів на формування заготовки.....	158
3.3.3 Загальні відомості про шлакоутворювальні суміші й особливості їхньої роботи в кристалізаторі.....	168
3.3.4 Конструктивні особливості кристалізаторів МБЛЗ	183
3.4 Зона вторинного охолодження	193
3.4.1 Основні конструктивні рішення для підтримки й спрямування руху заготовки.....	194
3.4.2 Системи й способи охолодження заготовки.....	201
3.5 Ділянка тягово-правильної кліті, порізка, складування й транспортування заготовок.....	211
3.6 Затравка для початку розливання сталі на МБЛЗ.....	216
Контрольні запитання	222
4 СТРУКТУРА, ЯКІСТЬ І ДЕФЕКТИ БЕЗПЕРЕРВНОЛИТОГО МЕТАЛУ.....	229
4.1 Основні відомості про процеси затвердіння й формування структурних зон у безперервнолитих заготовках	229
4.2 Деформації, напруження й тріщини у твердій скоринці заготовки.....	238
4.3 Основні дефекти безперервнолитих заготовок.....	246
4.3.1 Дефекти профілю	249
4.3.2 Дефекти поверхні.....	252
4.3.3 Дефекти внутрішньої структури	260
4.4 Вплив зовнішніх динамічних ефектів на формування безперервнолитих заготовок і їхнє застосування на МБЛЗ.....	266
4.5 Електромагнітне перемішування під час безперервного розливання сталі.....	273

4.6 Система «м'якого» механічного обтиснення заготовки для керування усадними й лікваційними процесами.....	283
Контрольні запитання	289
5 АВТОМАТИЗАЦІЯ ПРОЦЕСІВ БЕЗПЕРЕРВНОГО РОЗЛИВАННЯ СТАЛІ.....	291
5.1 Автоматична підтримка рівня металу в кристалізаторі.....	292
5.2 Система прогнозування й запобігання проривів твердої скоринки.....	300
5.3 Система динамічного супроводу заготовки за температурою.....	307
Контрольні запитання	316
6 СУЧАСНІ МБЛЗ ДЛЯ ВИРОБНИЦТВА РІЗНИХ ВИДІВ МЕТАЛОПРОДУКЦІЇ.....	317
6.1 Технологічні комплекси й МБЛЗ для виробництва сортових заготовок.....	317
6.2 МБЛЗ для розливання блюмів і фасонної заготовки ..	328
6.3 Сучасні МБЛЗ для отримання сляба.....	334
6.4 Розливання металу на тонкі сляби й ливарно-прокатні модулі.....	341
6.5 Напівбезперервне розливання зливків.....	351
6.6 Розвиток технологій і устаткування для безперервного розливання в Україні.....	357
Контрольні запитання	367
7 ОСОБЛИВОСТІ ТЕХНОЛОГІЧНОГО ПРОЦЕСУ БЕЗПЕРЕРВНОГО РОЗЛИВАННЯ СТАЛІ.....	370
7.1 Підготовка МБЛЗ до розливання сталі.....	370
7.2 Процес розливання сталі на МБЛЗ.....	384
7.3 Основні аварійні ситуації й можливі неполадки під час безперервного розливання сталі	398
7.4 Основні питання охорони праці й техніки безпеки під час розливання сталі на МБЛЗ.....	406
7.5 Охорона навколишнього середовища під час безперервного розливання сталі	413
Контрольні запитання	427
Рекомендований бібліографічний список.....	429
ДОДАТОК А. Розрахунки технологічних параметрів процесу безперервного розливання.....	431
Предметний покажчик.....	459

ВСТУП

Безперервне розливання сталі є найважливішим технологічним етапом у виробництві металопродукції, оскільки воно забезпечує переведення сталі з рідкого стану у твердий з наданням їй певної геометричної форми. Крім цієї умови, охолодження й затвердіння сталі під час безперервного розливання в значній мірі зумовлюють високу якість металопродукції в порівнянні з консервативною системою розливання в зливки.

Використання безперервного розливання в сталеплавильному виробництві сприяє економії капіталовкладень у зв'язку з вилученням витрат на спорудження такого дорогого устаткування, як обтискні стани, а також забезпечує значну економію металу внаслідок зменшення обрізі, економію енергії, яка витрачалася на підігрів злиwkів у нагрівальних колодязях, дозволяє знизити екологічне навантаження на атмосферу, підвищити якість металопродукції, автоматизувати процес лиття й поліпшити умови праці для обслуги.

Конструктивні рішення, що використовуються під час створення машин безперервного розливання, містять у собі знання із цілої низки дисциплін у галузі металургії, матеріалознавства, теорії затвердіння, електротехніки, гідродинаміки, теплофізики, теорії вимірів і автоматичних систем керування та ін. Такий комплексний підхід не має аналогів, під час створення високоефективних агрегатів і машин у системі виробництва чавуну й сталі.

Технологічний процес і машини безперервного розливання сталі безупинно розвиваються й удосконалюються, що розширює сферу їх застосування й створює передумови для трансформації сталеплавильного переділу в цілому. Рівень ефективності використання технологій безперервного розливання сталі враховується під час створення нових виробництв і модернізації діючих. У свою чергу це стимулює подальший розвиток конструкцій машин безперервного розливання сталі, забезпечуючи більшу привабливість їх дизайну й конкурентоспроможність.

У цілому багаторічний прогрес у теорії, технології й устаткуванні для безперервного розливання сталі був досягнутий за рахунок цілої низки чинників, серед яких слід виокремити наступні:

- більш глибоке розуміння й теоретичне обґрунтування процесу лиття й формування заготовки;

- широке застосування нових і високоефективних матеріалів (наприклад, покриття робочої поверхні кристалізаторів, вогнетривки та ін.);

- радикальне підвищення надійності стандартних деталей і вузлів (наприклад, підшипники кочення, елементи систем керування електричним устаткуванням і т.п.);

- збільшення рівня автоматизації за рахунок широкого застосування різного роду датчиків, сервоприводів, моделей і програмного забезпечення для керування процесом;

- застосування більш функціональних рішень у частині оптимізації процесів плинності сталі у промковшій кристалізаторі за рахунок використання найсучасніших і точних методик розрахунків гідродинаміки, що стало можливим унаслідок розширення можливостей обчислювальної техніки.

Незважаючи на деякі незначні відмінності, основні технологічні й конструктивні особливості МБЛЗ досить добре вивчені й розроблені. Подальший розвиток досягається за рахунок забезпечення високої гнучкості й функціональності МБЛЗ, у тому числі прямого сполучення процесу лиття й прокатки.

Спираючись на численні вітчизняні й закордонні дослідження в галузі безперервного розливання сталі й модернізації сталеплавильного виробництва, а також досвід викладання технічних дисциплін для напрямку «Металургія», автори створили сучасний підручник для студентів, які вивчають курс «Безперервне розливання сталі», а також пов'язані з ним дисципліни.

Головне, що визначило зміст підручника, – це технологічні процеси лиття сталі й формування заготовки для наступного переділу. Саме тому в ньому 7 розділів, які найбільш повно описують теоретичні й практичні аспекти цих процесів:

- сутність, переваги й особливості безперервного розливання сталі;
- техніка й технології підготовки металу для розливання на МБЛЗ;
- конструкція й призначення основних вузлів МБЛЗ;
- структура, якість і дефекти безперервнолитої заготовки;
- автоматизація процесів безперервного розливання сталі;
- загальна характеристика сучасних МБЛЗ;
- особливості технологічного процесу безперервного лиття сталі.

Кожен розділ закінчується запитаннями для самоконтролю засвоєння викладеного в них матеріалу. До розділів, що мають практичну спрямованість, додаються завдання для самостійної роботи.

Підручник призначений для студентів і викладачів вищих навчальних закладів. Він може бути успішно використаний не тільки в навчальній, але й у практичній діяльності працівниками науково-дослідних і проектних інститутів, а також металургійних підприємств.

1 ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ПРО ПРОЦЕС БЕЗПЕРЕРВНОГО РОЗЛИВАННЯ СТАЛІ

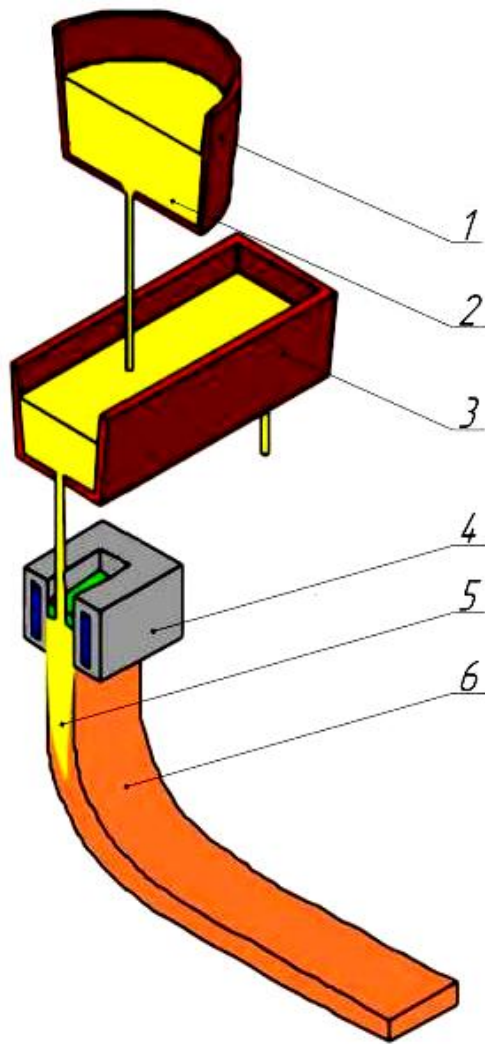
Ідея розливання металу в безперервному режимі належить Г.Бессемеру: ним у 1856 р. була запатентована схема розливання металу між двома роликами, які оберталися. Надалі більшість дослідників прагнула створити машини безперервного розливання заготовок з використанням мідного кристалізатора коробчастого типу, розміщеного вертикально з водяним охолодженням. Найбільший технологічний ривок був забезпечений при цьому З.Юнгхансом, який сформулював концепцію зворотно-поступального руху кристалізатора з метою надання йому деякого переміщення щодо поверхні заготовки й запобігання прилипанню твердої її скоринки до стінок кристалізатора (патент 1936 р.).

1.1 Історія розвитку, сутність, переваги й особливості безперервного розливання сталі

Під безперервним розливанням сталі зазвичай прийнято мати на увазі систему технологій і операцій, які забезпечують квазібезперервне переведення рідкої сталі, що знаходиться в сталерозливному ковші, у твердий стан у вигляді заготовок певної геометричної форми.

Процес безперервного розливання металу забезпечує послідовне (без зупинок) розливання певної кількості ковшів, що подаються від сталеплавильних агрегатів, а одержувана заготовка при цьому розрізається на мірні довжини відповідно до вимог споживачів і потім відправляється на перекат у відповідні прокатні цехи. При цьому вихід придатної заготовки становить 98,5-99,5% від маси розливої рідкої сталі.

Розливання сталі безперервним способом здійснюють на спеціальних машинах, які мають назву машин безперервного лиття заготовок (МБЛЗ) та певну конструкційну архітектуру (рис. 1.1), що включає поворотний стенд для заміни сталерозливних ковшів, проміжний ківш (промківш), кристалізатор, зону вторинного охолодження заготовки (ЗВО), тягнуcho-правильний механізм та ін.



1 – сталерозливний ківш; 2 – рідка сталь; 3 – промківш;
4 – кристалізатор; 5 – заготовка; 6 – ЗВО

Рисунок 1.1 – Загальна схема розливання сталі на МБЛЗ

Суть процесу безперервного розливання полягає в тім, що рідка сталь зі сталерозливного ковша надходить у проміжний ківш, а далі в інтенсивно охолоджувану наскрізну форму прямокутного, квадратного, круглого або спеціального фасонного перерізу – кристалізатор, де відбувається часткове затвердіння зливка, який безперервно витягається і утворюється тверда оболонка, заповнена рідкою сталлю, яка за формою й перерізом відповідає готовій заготовці.

Частково затверділа заготовка за допомогою транспортувальної системи (тягнучої кліті) надходить у зону вторинного охолодження, де відбувається її повне затвердіння.

Отриманий зливочок ріжеться на мірні довжини, прохолоджується й за допомогою рольганга або інших транспортних засобів направляється у відповідний прокатний цех або на склад.

Готуючи МБЛЗ до розливання, у кожному кристалізаторі за допомогою спеціального пристрою – затравки влаштовується суцільне рухливе «дно». Верхній кінець затравки, що має пази, уводиться в кристалізатор, а його протилежний кінець перебуває в зачепленні з тяговим пристроєм.

Під час наповнення кристалізатора метал затікає в пази і швидко кристалізується, утворюючи міцне зчеплення із затравкою. Потім включається тяговий пристрій, і тверда оболонка з рідкою серцевиною витягається в зону вторинного охолодження.

Для утворення міцної твердої оболонки (скоринки металу) стінки кристалізатора виготовляються з матеріалу, що має високу теплопровідність, й інтенсивно охолоджуються водою. Для зменшення тертя між кіркою (оболонкою) твердого металу й стінками кристалізатора, запобігання змочування стінок кристалізатора рідкою сталлю й створення нейтральної або відновної атмосфери на поверхню металу в кристалізаторі подають рідке або тверде мастило у вигляді різних масел, вуглеводнів, а також екзотермічних теплоізолювальних шлакових сумішей. Поряд із цим для запобігання розриву оболонки й прилипання скоринки металу до стінок кристалізатора останній робить зворотно-поступальний рух (хитання) за допомогою спеціальних механізмів.

Із кристалізатора, як уже зазначалося, частково затверділий зливочок потрапляє в зону вторинного охолодження, яка складається з опорних елементів (роликів) і пристроїв, що забезпечують охолодження зливка. Опорні елементи повинні, насамперед, запобігати деформації оболонки зливка й викривленню її форми під дією феростатичного тиску. Охолодження здійснюється зазвичай зрошенням поверхні зливка водою,

витрата якої залежить від марки сталі, що розливається, і швидкості витягування зливка.

Після того, як повністю затверділий зливочок із затравкою виходить із тягового пристрою, затравка від'єднується від зливка й переводиться спеціальним механізмом у резервну позицію, а зливочок потрапляє в пристрій для різання.

Після закінчення розливання залишки зливка виводяться з машини, знімається промківш, проводиться контроль і настрювання механізмів МБЛЗ та системи охолодження, після чого знову вводиться затравка.

Перші напівпромислові (пілотні) установки з'явилися у світі відразу після закінчення другої світової війни в декількох провідних індустріальних країнах (табл. 1.1). Так, дослідні машини вертикального типу були споруджені в 1946 р. на заводі в місті Лоу Мур (Великобританія), у 1948 р. – на фірмі «Бабкок і Уілкокс» (м. Бивер Фолі, США), у 1950 р. – на фірмі Маннесманн АГ (м. Дуйсбург, Німеччина) і т.д.

Таблиця 1.1 – Основні етапи конструювання МБЛЗ і вдосконалення технології безперервного розливання сталі

Рік	Сутність винаходу
1856	Дослідна МБЛЗ для розливання між валками, стопорний промківш
1886	Вертикальна сортова МБЛЗ із затравкою
1889	Вертикальна сортова МБЛЗ з механізмом різання
1915	Загинання-розгинання сортової заготовки
1921	Концепція хитання кристалізатора
1933	Хитання кристалізатора й заглибна труба
1936	Досліди щодо зміни ширини струмка
1938	Підігрів промковша, відсікання шлаків, вторинне охолодження заготовки
1939	Роликова підтримка заготовки у ЗВО
1944	Збірний кристалізатор для лиття крупних блюмів і слябів
1947	Автоматичний контроль рівня в кристалізаторі й концепція безперервного розливання тонких слябів
1949	Електромагнітне перемішування в кристалізаторі
1951	Спорудження вертикальної дослідно-промислової напівбезперервної машини
1953	Спорудження чотириструмкової промислової установки для безперервного розливання сталі у квадратну заготовку на заводі в м. Денене (Франція)

Продовження таблиці 1.1

Рік	Сутність винаходу
1954	Пуск фірмою «Конкаст» вертикальної слябової МБЛЗ (завод «Атлас Стиле», Канада)
1959	Спорудження в ЕСПЦ Новолипецького металургійного комбінату (НЛМК) промислової вертикальної слябової установки (м. Липецьк, Росія)
1960	Спорудження промислової вертикальної слябової МБЛЗ у мартенівському цеху Донецького металургійного заводу (ДМЗ) (м. Донецьк, Україна).
1961	Пуск в експлуатацію вертикальної МБЛЗ із загином заготовки до горизонтального положення (завод м. Діллінжер, Німеччина).
1962	Перше промислове використання шлакоутворювальної суміші в кристалізаторі МБЛЗ на заводі САФЕ (Франція) і фірми «Маннесманн-Демаг» (Німеччина). Пуск універсальної машини для розливання 4-х слябів або 8-и блюмів, або 8 сортів квадратних чи круглих заготовок (фірма «Маннесманн-Демаг»). Пуск першої дослідної однострумкової сортової МБЛЗ радіального типу на заводі УЗТМ, м. Єкатеринбург (розробка інституту УкрНДІмет, м. Харків, Україна).
1963	Перші спроби розливання сталі методом «плавка на плавку» в мартенівському цеху ДМЗ
1964	Спорудження фірмою «Конкаст» криволінійної МБЛЗ для лиття широких слябів на металургійному заводі в м. Діллінжер. Пуск промислової МБЛЗ для лиття круга фірмою «Маннесманн-Демаг». Використання концепції фірми «Конкаст» для системи автоматичного контролю положення стопора в промковші на заводі Бароу Стіл (Великобританія).
1966	Пуск першого у світі крупного конвертерного цеху з 100% безперервним розливанням сталі на НЛМК. Реконструкція дослідної МБЛЗ УкрНДІмет і забезпечення процесу деформації заготовки до закінчення її затвердіння на УЗВМ.
1967	Промислове розливання сталі на два струмки в одному кристалізаторі слябової МБЛЗ фірмою «Маннесманн-Демаг»
1968	Спорудження напівпромислових горизонтальних машин безперервного розливання на заводах «Дженерал Моторс» (США) і Деві Лоуї (Джерроу, Великобританія) і промислової МБЛЗ із деформацією незатверділого сляба на металургійному заводі м. Нижній Тагіл (Росія)
1969	Випробування фірмою «Маннесманн-Демаг» форсунки, що розбризкує воду під кутом до 120° і горизонтальної МБЛЗ фірмою «Дженерал Моторс» (США).
1974	Застосування фірмою «Маннесманн-Демаг» (завод «Маннесманн-Лейчер», Німеччина) форсунки для отримання водоповітряної суміші.

Продовження таблиці 1.1

Рік	Сутність винаходу
1974	Промислове використання методу електромагнітного перемішування (ЕМП) рідкого металу під кристалізатором МБЛЗ на заводі САФЕ (Франція).
1975	Захист сталі від вторинного окислення під час переливання із сталерозливного ковша в промківш за допомогою спеціальної «камери-зонти» (фірма «Маннесманн-Демаг»).
1976	Пуск в експлуатацію першої вертикальної МБЛЗ (проект фірми «Конкаст») для надто широких слябів (ширина – 2500 мм, товщина – 310 мм) на заводі «Кавасакі Стіл Корп.» (м. Курашикі, Японія).
1977	Промислове використання ЕМП металу в кристалізаторі.
1982	Промислове використання фірмою «Демаг» методу електромагнітного гальмування струменя металу в кристалізаторі на заводі «Кавасакі Стіл Міцушіма» (Японія).
1984	Пуск в експлуатацію установок потокового вакуумування сталі на ділянці «сталерозливний ківш – промківш» МБЛЗ на НЛМК.
1986	Промислове розливання на МБЛЗ слябів товщиною 30–50 мм і шириною 1200–1600 мм на заводі «Шлеманнгілмаг АГ» (Німеччина).
1987	Випробування в промислових умовах методу газоімпульсного (пульсаційного) перемішування рідкого металу в кристалізаторі слябової МБЛЗ на комбінаті «Азовсталь» (м. Маріуполь, Україна).
1987	Промислові дослідження безперервного лиття тонких слябів зі сполученням лиття і прокатки – металургійний завод «Маннесманн» (м.Дуйсбург, Німеччина).
1988	Промислове випробування методу «м'якого» обтиснення сляба з рідкою серцевиною на заводі «Кавасакі Стіл Кімутцу Уоркс» (Японія).
1989	Використання в промислових масштабах комбінованого ЕМП (у ЗВО й у зумпфовій зоні) на блюмовій МБЛЗ заводу «Сандвік Стіл» (м.Сандвикен, Швеція).
1991	Промислове використання плазмового підігріву металу в промківші на горизонтальній МБЛЗ заводу «ВГХ Еделштадт» (Німеччина).
1992	Пуск в експлуатацію розробленого фірмами «Маннесманн-Демаг» і «Арведі» першого у світі міні-заводу з технологією безперервного лиття тонких слябів зі сполученням лиття й прокатки (м.Кремона, Італія).
1995	Спорудження фірмою «Даниели» промислової МБЛЗ для виробництва тонкого сляба на заводі «Нукор Стал» (США).
1997	Пуск першої промислової установки для безперервного розливання тонкої стрічки на заводі в м. Хікарі (Японія).

У СРСР перша дослідна МБЛЗ вертикального типу ПН-1-2 була споруджена в 1945 р. в інституті «ЦНИИчермет» і призначалася для відливання заготовок круглого й квадратного перерізів (розмір сторони квадрата й діаметр до 200 мм). Досвід роботи на цій установці дозволив визначити деякі основні особливості технологічного процесу розливання й пов'язані з ними вимоги до конструкції окремих вузлів машини.

В 1947 р. була пущена експериментальна МБЛЗ ПН-3 «ЦНИИчермет», призначена для досліджень і розробки технологічного процесу напівбезперервного розливання сталі й спеціальних сплавів у заготовки дрібних перерізів.

У 1948 р. була побудована установка ПН-4 для розливання сталі різних марок на сляби товщиною 200 мм і шириною 500 мм, а в 1949 р. – установка ПН-5 «ЦНИИчермет», що дозволяла розливати зливки з максимальною товщиною 300 мм і шириною 900 мм.

Перша горизонтальна МБЛЗ в СРСР була побудована на Московському металургійному заводі «Серп и молот» наприкінці 1949 р. (машина М.Ф. Голдобіна), на якій протягом п'яти років було відлито приблизно 9500 т сталі. Двома роками пізніше в мартенівському цеху Бежецького машинобудівного заводу була споруджена дослідно-промислова машина безперервного розливання похилого типу (квадратна заготовка). Однак установки горизонтального й похилого типів отримали набагато менше поширення в промисловості, ніж вертикальні, через цілу низку істотних конструктивних проблем і недоліків. З 1951 р. на заводі «Красный Октябрь» (м. Волгоград) запущена перша в СРСР дослідно-промислова установка безперервного розливання сталі вертикального типу.

Тим часом протягом першого десятиліття після початку експериментальних робіт промислове використання процесу безперервного розливання розвивалося відносно повільно, що, імовірно, пояснюється деякою інертністю в розвитку нових технологій.

Перші промислові МБЛЗ були введені в експлуатацію наприкінці 50-х – початку 60-х років ХХ століття. Одна з перших промислових слябових МБЛЗ була введена 30 червня 1960 р. у мартенівському цеху Донецького металургійного заводу. Цікаво, що ця машина продовжує працювати й сьогодні.

Бурхливе поширення й широке впровадження безперервного розливання сталі відбувалося з початку 70-х років XX сторіччя в країнах Західної Європи, СРСР, Японії і США. Так, ще в 1970 р. тільки 4,5% сталі розливалось на МБЛЗ, а в 1987 р. цей показник перевищив 50% (рис. 1.2).

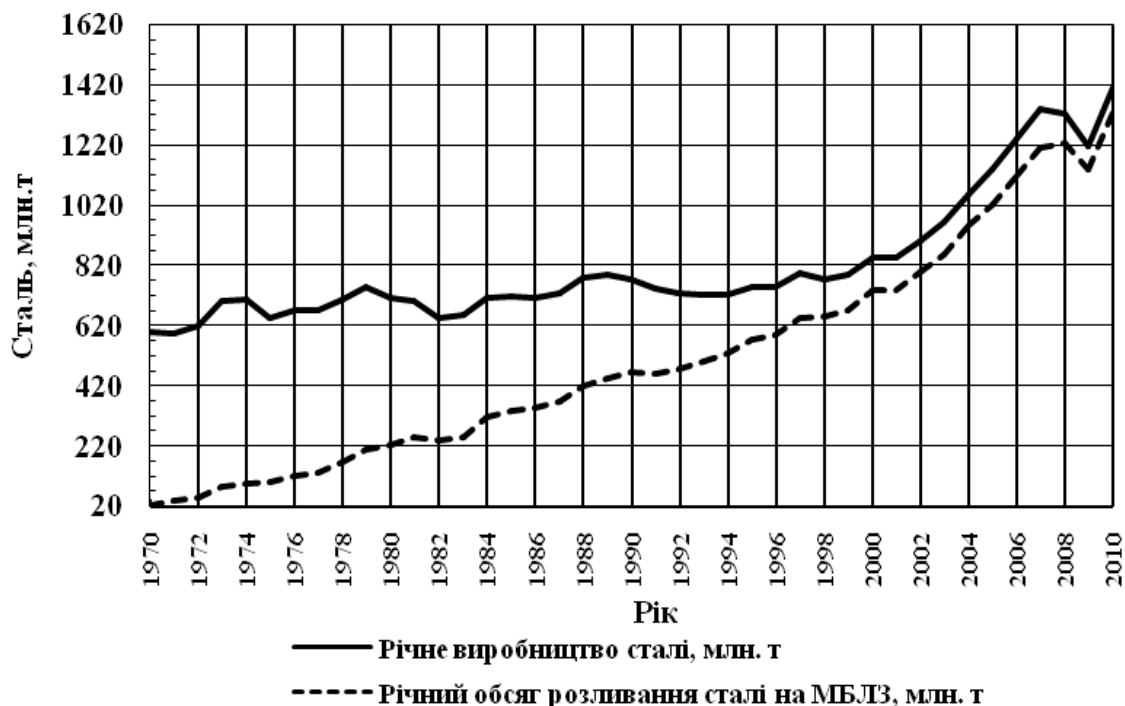


Рисунок 1.2 – Динаміка нарощування обсягів сталі, що розливається на МБЛЗ в період з 1970 по 2010 рік

Цьому сприяло економічне зростання, яке спостерігалось в більшості промислово розвинених країн світу, що зумовило, по суті, швидке впровадження багатьох високоефективних технологічних процесів і стимулювало розвиток нових технологічних побудов у чорній металургії.

На практиці в цей час було реалізовано багато високоефективних рішень щодо конструкції кристалізатора, використання нових витратних матеріалів (шлакоутворювальна суміш, вогнетриви для дозування витікання сталі й т.д.), оптимізації роботи зони вторинного охолодження та ін. У цілому до кінця 80-х років процес безперервного розливання сталі одержав все-світнє визнання й став визначальним у сталеливарному виробництві. Сьогодні МБЛЗ успішно працюють більш ніж у 90 країнах світу, а їхня загальна кількість перевищує 2000 одиниць.

До початку третього тисячоліття практично всі більш-менш сучасні сталеплавильні цехи були повністю оснащені МБЛЗ, що дозволило досягти показника частки безперервного розливання у світі на рівні 94,2% в 2010 р. При цьому в більшості країн світу частка сталі, що розливається на МБЛЗ, перевищує 95-97%, а в ряді країн становить 100%. Винятком є такі держави, як Росія, Україна, Бразилія й деякі інші, у яких частка безперервного розливання значно нижче у зв'язку з модернізацією сталеплавильного комплексу, яка триває в теперішній час.

У наш час провідними виробниками МБЛЗ у світі, які визначають напрямок розвитку устаткування й технології безперервного розливання, є фірми Siemens-VAI (Австрія, Німеччина), SMS-Demag (Німеччина), Danieli (Італія), Sumitomo (Японія) та ін. В Україні єдиним виробником МБЛЗ є ВАТ «Новокраматорський машинобудівний завод». У Росії виробництво МБЛЗ здійснюється на ЗАТ «Машинобудівна корпорація «Уралмаш».

Переваги МБЛЗ в порівнянні з розливанням сталі у виливниці зумовлені наступними основними чинниками:

- підвищенням виходу придатного металу по заготовках за рахунок зменшення головних і донних обрізків на 15-25%;
- зниженням рівня капіталовкладень (за рахунок скорочення площ під устаткування на 30-35%, а в деяких випадках до 50%): відпадає необхідність у великому парку виливниць і сталерозливних візків, у застосуванні стріперних кранів і стаціонарних машин для видалення зливків з виливниць, установок для охолодження й підготовки потягів з виливницями та ін.;
- усуненням необхідності оснащення заводу обтискним цехом і виконання цілої низки додаткових операцій щодо обробки металу;
- забезпеченням на 20-35% економії сировинних і енергетичних ресурсів (упровадження МБЛЗ із виводом з експлуатації обтискних цехів дозволяє зменшити енергоємність продукції на 600-620 МДж/т заготовки при частці гарячого посаду зливків 90% і на 1550-1600 МДж/т при частці холодного посаду 100%);

- підвищенням продуктивності сталеплавильного цеху за рахунок збільшення виходу придатного і більшої ритмічності виробництва;

- оптимальним сполучення роботи МБЛЗ із роботою прокатних станів у частині отримання оптимальної геометричної форми продукції;

- високою якістю продукції (підвищення фізичної однорідності зливка, зниження рівня ліквациї й т.п.);

- скороченням на 20-30% чисельності обслуги;

- високим рівнем автоматизації технологічного процесу безперервного розливання сталі, що дозволяє контролювати якість заготовки в процесі лиття;

- поліпшенням екології за рахунок зниження кількості пилу у виробничому просторі, зменшення забруднення води (вода, яка використовується для кристалізатора й механізмів МБЛЗ циркулює по замкнених оборотних системах водопостачання) та ін.;

- поліпшенням умов праці (усуваються такі важкі роботи, як збирання скрапу і бою вогнетривів, укладання сифонних проводок, установлення виливниць та ін.).

Основними видами безперервнолитої заготовки (рис. 1.3), які відрізняються, насамперед, геометричною формою, є: сляб (*Slab*) – заготовки прямокутного перерізу з великим значенням відношення ширини до товщини, блям (*Bloom*) – заготовки квадратного або прямокутного перерізу з невеликим відношенням ширини до товщини й товщиною більше 180-200 мм, сортова заготовка (*Billet*) – квадратного перерізу товщиною до 180-200 мм, круг (*Round*) і спеціальні фасонні профілі, наприклад, типу «собача кістка» (*Dog Sholder*). Якщо машина виробляє заготовки 100-180 мм, то така МБЛЗ і заготовки відносяться до сортових, а у випадку виробництва заготовок з розміром сторони більше 180 мм (наприклад, 180-300 мм) машину і заготовки слід відносити до блямових.

У світовій металургійній практиці промислово виробляються безперервнолиті заготовки наступних максимальних перерізів: блям 600×670 мм, круг діаметром 600 мм, сляб товщиною до 400 мм і сляб шириною до 3300 мм.

Однак основні напрямки розвитку техніки й технології безперервного розливання сталі продовжують фокусуватися на вдосконаленні процесів лиття заготовок традиційних перерізів (сляб, блюм) і на створенні нових МБЛЗ для отримання сортових заготовок квадратного й круглого перерізу, тонких слябів, листа й фасонних профілів, які максимально наближені до готової продукції (з урахуванням необхідного обтиснення під час прокатки).

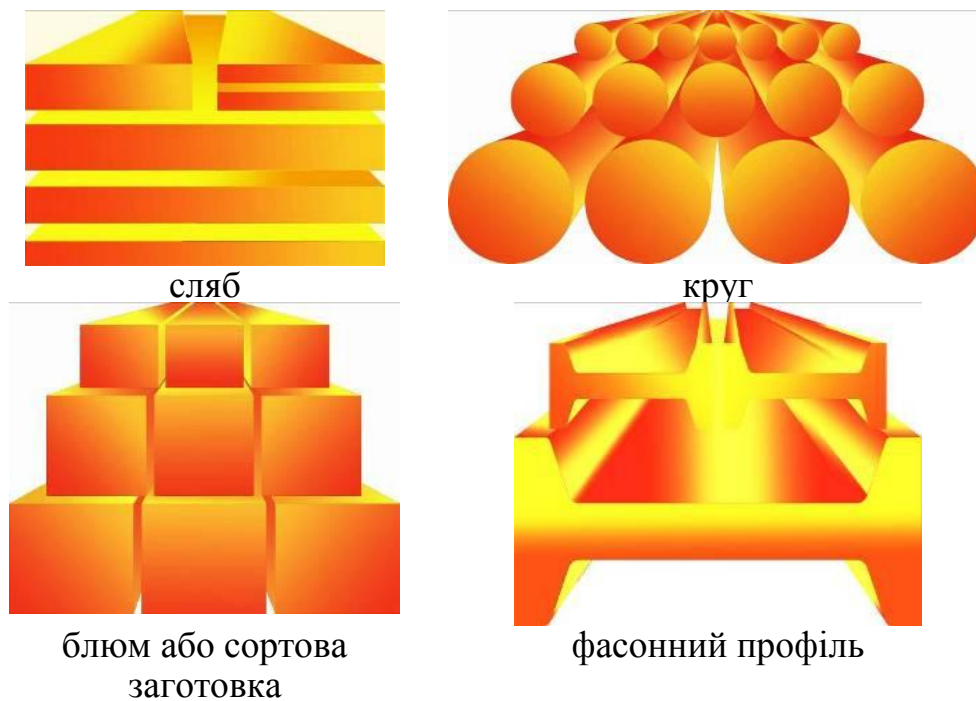
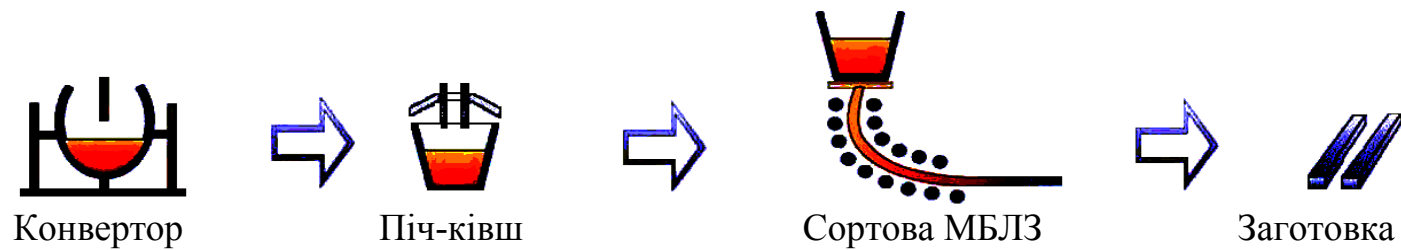


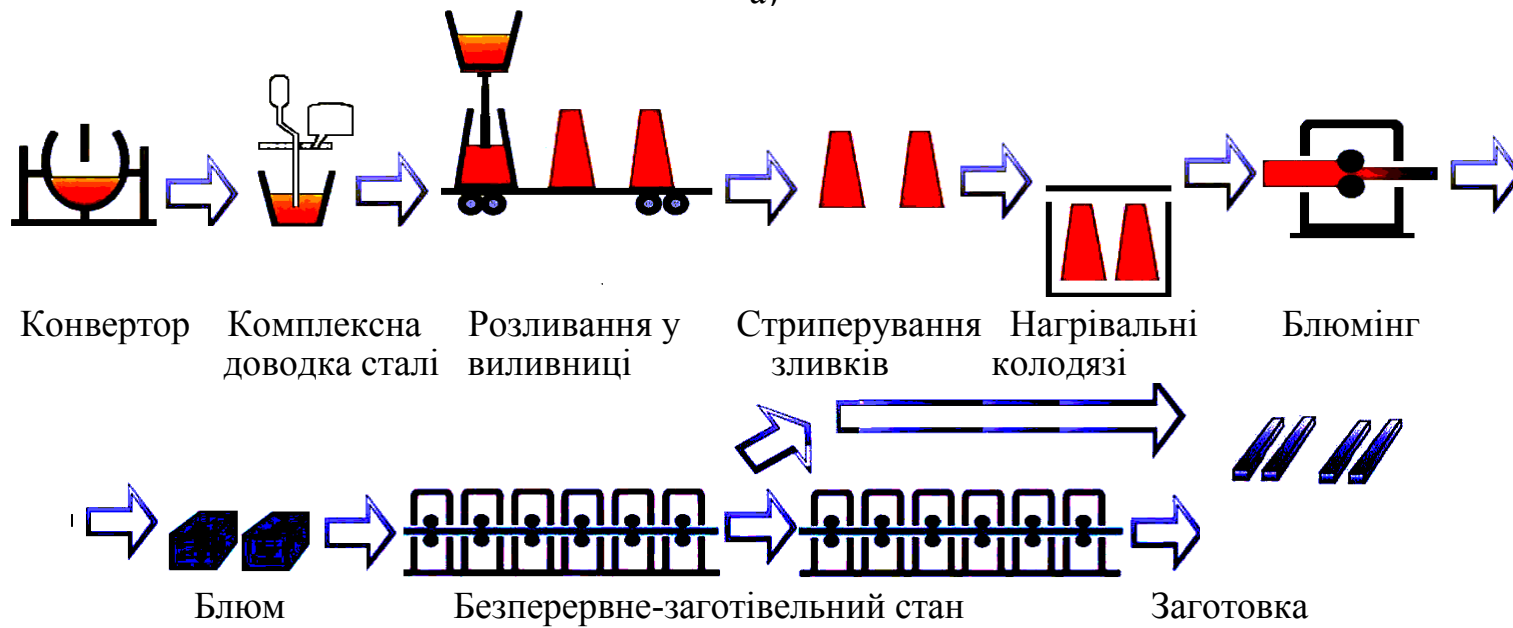
Рисунок 1.3 – Основні види перерізів безперервнолитої заготовки

Переваги такого підходу легко побачити на рисунку 1.4, що дозволяє порівняти систему технологій виробництва квадратної заготовки з використанням сортових МБЛЗ і консервативну систему виробництва квадратної заготовки з розливанням у виливниці і прокаткою на блюмінгу та крупносортному стані.

Помітне збільшення питомої продуктивності сталеплавильних агрегатів (особливо дугових сталеплавильних печей), що спостерігається останнім часом, сприяє розвитку тенденції прискореної модернізації існуючих МБЛЗ із метою підвищення їхньої продуктивності за одночасного підвищення якості заготовки.



а)



б)

Рисунок 1.4 – Порівняння технологічних схем виробництва сортової заготовки з безперервним розливанням (а) і з розливанням у зливки та наступною прокаткою (б)

Варто уваги те, що 50-55% усіх МБЛЗ були споруджені або реконструйовані саме в останні 10-15 років, що свідчить про значний науково-технічний прогрес у технології й устаткуванні для безперервного розливання. Це, насамперед, стосується слябових і сортових МБЛЗ.

1.2 Загальні принципи системи технологій безперервного лиття, архітектура й основні функціональні вузли МБЛЗ

Основною технологічною функцією будь-якої МБЛЗ є переведення сталі з рідкого стану у твердий з наданням одержуваній заготовці певної геометричної форми і забезпеченням якісних показників її поверхні та внутрішньої структури, регламентованих відповідними технічними умовами.

Для досягнення твердого стану заготовки необхідно відвести деяку кількість тепла в навколишнє середовище протягом певного часу. Для нормального процесу охолодження необхідно забезпечити рух заготовки з певною швидкістю за регламентованого відведення тепла (охолодження водою).

Загальна схема розливання сталі з позначенням основних функціональних вузлів і механізмів подана на рисунку 1.5.

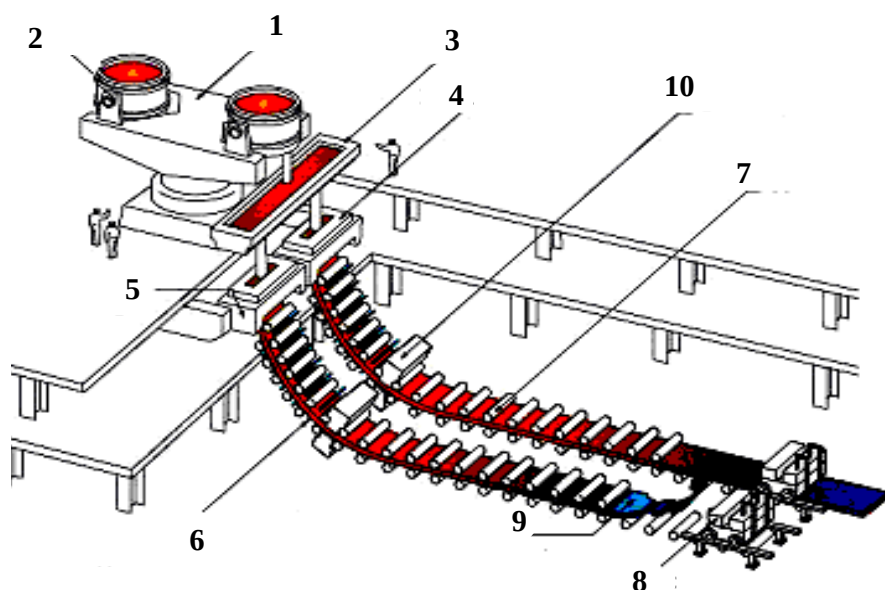


Рисунок 1.5 – Загальна схема розливання сталі на МБЛЗ

До основних функціональних елементів МБЛЗ (рис. 1.5) можна віднести:

- *сталерозливний стенд (1)* – призначений для розміщення на ньому сталерозливних ковшів (2), передання їх з резервного положення в положення розливання й назад, забезпечення серійного розливання, підняття й опускання ковшів під час розливання, а також для безперервного зважування ковшів з металом;

- *візок промковша* – потрібен для втримання його під час розливання й переміщення з резервної позиції в робочу;

- *промківш (3)* – забезпечує надходження металу в кристалізатор з певною витратою, добре організований струмінь, дозволяє розливати сталь у декілька кристалізаторів одночасно й здійснювати серійне розливання методом «плавка на плавку» змінюючи сталерозливні ковші без припинення й зниження швидкості розливання; проміжний ківш є буферною ємністю, тому що з його допомогою узгоджується надходження металу зі сталерозливного ковша в кристалізатор;

- *кристалізатор (4)* – призначений для приймання рідкого металу, формування зливка заданого перерізу й первинного його охолодження (виконується з міді й охолоджується в процесі розливання водою);

- *механізм зворотно-поступального руху кристалізатора (5)* – створює умови, що знижують імовірність виникнення проривів кірки зливка на виході з нього, а також забезпечує повне «заліковування» місця розриву, що виник під час руху зливка в кристалізаторі;

- *зона вторинного охолодження (ЗВО)* – дозволяє створити оптимальні умови для повної кристалізації безперервнолитого зливка, що забезпечує рівномірне охолодження заготовки (розпилення води форсунками (6)), підтримку її геометричної форми (7) (запобігання випинанню) і необхідну якість металу;

- *тягнуcho-правильна машина (ТПМ)* – призначена для витягування литої заготовки із кристалізатора, випрямлення її на радіальних і криволінійних пристроях і подавання до

машини (механізму) для різання; ТПМ забезпечує подавання затравки в кристалізатор, утримання її в кристалізаторі на час ущільнення зазорів, витягування з безперервнолитою заготовкою із кристалізатора, відділення головки затравки від заготовки й т.п.;

- *машина (механізм) для різання заготовок (8)* – забезпечує поділ безперервнолитого металу на мірні довжини відповідно до вимог споживачів;

- *затравка (9)* – призначена для утворення тимчасового «дна» в кристалізаторі перед початком розливання й наступного витягування зі зчепленою заготовкою ТПМ;

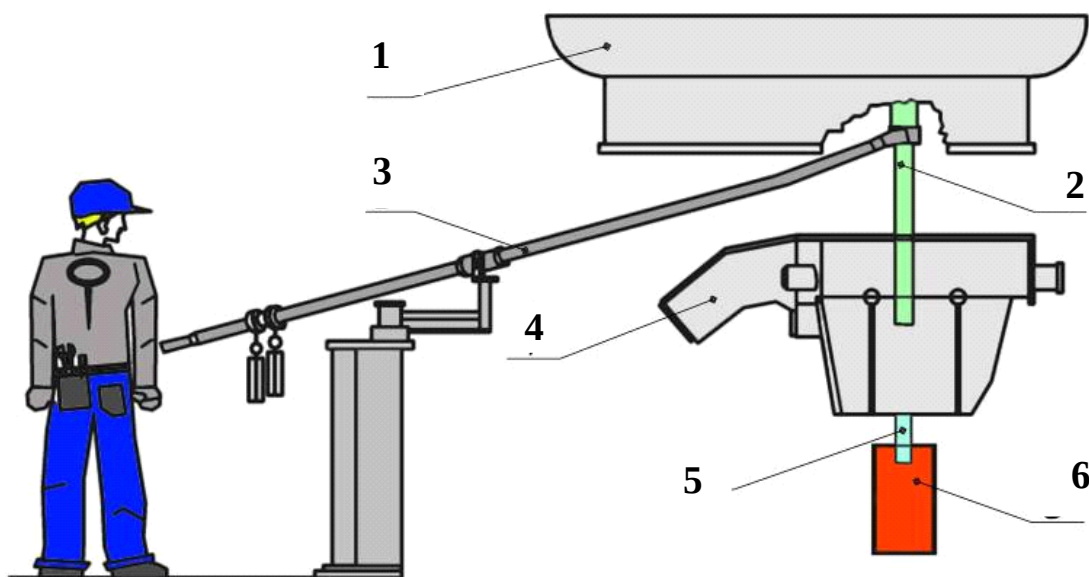
- *електромагнітне перемішування (ЕМП) (10)* – дозволяє значно підвищити якість сталі за рахунок створення направлених конвективних потоків рідкого металу в різних перерізах зливка.

Процесу безперервного розливання сталі на МБЛЗ обов'язково передує цілий комплекс підготовчих і допоміжних операцій, основними з яких є: футерування проміжного ковша, його сушіння й підігрів до температури 900-1100 °С; установлення промковша в робоче положення над кристалізаторами; установлення затравок і холодильників у внутрішній порожнині кристалізаторів; транспортування сталерозливного ковша від установки позапічної обробки до МБЛЗ і установлення його на поворотний стенд та ін. Ще раніше перевіряється функціонування всіх вузлів і механізмів, а також КВП й автоматики.

Розливання сталі починається з відкриття шиберного затвора сталерозливного ковша. Подавання металу зі сталерозливного в проміжний ківш здійснюється відкритим або закритим струменем через вогнетривку захисну трубу (рис. 1.6).

Після заповнення промковша металом на 30-40% його номінальної ємності починається подавання сталі в кристалізатори. Регулювання витрат сталі, що витікає із промковша в кристалізатор, може здійснюватися за допомогою лиття через калібровані стакани-дозатори за підтримки заданої висоти наливу металу в промковші, а також зміною положення головки стопора щодо стакана-дозатора в промковші.

Під час наповнення внутрішньої порожнини кристалізатора металом починається процес руху затравки до низу. При цьому швидкість витягання заготовки визначається товщиною й механічною міцністю твердої кірки заготовки на виході із кристалізатора, що необхідна для запобігання проривів рідкого металу по ходу розливання.



1 – сталерозливний ківш; 2 – захисна труба; 3 – маніпулятор;
4 – проміжний ківш; 5 – заглибний стакан; 6 – кристалізатор

Рисунок 1.6 – Схема переливу сталі зі сталерозливного ковша в проміковий ківш закритим струменем через захисну трубу, установлену маніпулятором

У процесі розливання кристалізатор робить зворотно-поступальні рухи з певною частотою й амплітудою, що запобігає прилипанню твердої кірки заготовки до поверхні кристалізатора. Рівень металу в кристалізаторі підтримується постійним, що забезпечує підвищення якості поверхні заготовки й стабілізує процес лиття.

Розливання металу може одночасно здійснюватися на 1-2 струмках для слябових МБЛЗ і на 1-8 струмках для блюмових

і сортових МБЛЗ. Вибір кількості струмків здійснюється з міркувань забезпечення необхідної продуктивності МБЛЗ і ритмічності функціонування сталеплавильних агрегатів стосовно конкретного сталеплавильного цеху.

Продуктивність МБЛЗ (т/хв.) може бути визначена за формулою

$$P = b \cdot s \cdot v_c \cdot \rho \cdot n,$$

де b і s – товщина й ширина заготовки, м;

v_c – швидкість витягування заготовки, м/хв.;

ρ – щільність сталі ($\approx 7,6 \text{ т/м}^3$);

n – кількість струмків, шт.

Після виходу із кристалізатора заготовка проходить через ЗВО, довжина якої може становити 8-35 м залежно від умов розливання (переріз заготовки, марка сталі, швидкість розливання та ін.). Охолодження заготовки здійснюється в основному водою або водоповітряною сумішшю, що розпо-рошується спеціальними форсунками, які встановлені по ходу руху заготовки. Заготовка рухається по підтримувальних роликах, установлених уздовж технологічної осі.

При цьому довжина ділянки, на якій заготовка повністю кристалізується, приблизно визначається за емпіричною формулою (м)

$$L_s = (0,25 \cdot b^2 \cdot v_c) / K^2,$$

де K – коефіцієнт затвердіння, м/хв^{0,5}, який для сляба становить 0,025-0,027, для блюма 0,028-0,030, а сортової заготовки 0,031-0,033.

Після виходу із ЗВО заготовка проходить ТПМ, потім відділяється затравка і заготовка подається на машину різання, де вона ділиться на мірні довжини і потім маркується. Відрізана мірна заготовка (зазвичай 6-12 м) транспортується до

пристрою поперечного транспортування заготовок, де передається на холодильник (рис. 1.7).



Рисунок 1.7 – Зіштовхувач і холодильник сортової МБЛЗ

Розливання сталі здійснюється серіями з декількох сталерозливних ковшів (10-25 ковшів і більше). При цьому заміна порожнього сталерозливного ковша на повний здійснюється шляхом зміни позиції поворотного стенда. Ця операція називається перековшовкою. Час заміни сталерозливного ковша становить, зазвичай, 90-120 секунд. У цей час розливання триває у звичайному режимі (або зі зменшенням швидкості руху заготовки) за рахунок металу, що перебуває в промковші.

Регулювання швидкості розливання (витягування заготовки) здійснюється двома способами: шляхом регламентування витрати металу, що витікає із промковша й зміни швидкості витягування заготовки.

Завершення процесу розливання здійснюється припиненням витікання металу зі сталерозливного, а потім й із промковша. При цьому в промковші залишається певний залишок рідкого металу (висота шару 200-300 мм), що перешкоджає потраплянню шлаків із промковша в кристалізатор. Після

припинення подавання металу із промковша рух заготовки припиняється, що дозволяє «застудити» верхню частину заготовки з метою запобігання виливання металу через край. Із цією метою із дзеркала металу в кристалізаторі видаляється шлак і на нього подається вода. Далі заготовка продовжує свій рух і повністю виводиться із МБЛЗ.

До основних параметрів безперервного розливання можна віднести:

V_p – швидкість розливання (0,3-2,5 м/хв. для блюмових МБЛЗ; 0,6-2,5 м/хв. для слябових МБЛЗ; 4-6 м/хв. для сортових МБЛЗ);

L_p – робоча металургійна довжина МБЛЗ (7-10 м для вертикальних МБЛЗ; 15-35 м для радіальних і криволінійних МБЛЗ);

R_g – загальна витрата води на охолодження (1,3-2 л/т для сортової заготовки; 0,3-1,2 л/т для блюма й сляба);

Π – продуктивність МБЛЗ (0,2-0,25 млн. т на рік на 1 струмок сортової й блюмової МБЛЗ; 1,2-1,5 млн. т на рік на 1 струмок слябової МБЛЗ).

Основні втрати металу під час безперервного розливання сталі зумовлені:

- обрізку головної частини зливка (0,4-0,5 м);
- обрізку хвостової частини заготовки через усадку (2-3 м);
- залишком металу в промковші після розливання («козел» 5-10 т);
- вирізанням по заглибному стакану у випадку його заміни (0,4-0,6 м);
- втратами з окалиною й на різання – до 0,2% від маси розливої сталі.

1.3 Основні типи МБЛЗ і їхня класифікація

Конструкційне оформлення МБЛЗ безупинно розвивається й удосконалюється протягом усього періоду їхнього застосування в промисловості. Основні конструктивні й технологічні рішення зазвичай спрямовані на підвищення продуктивності МБЛЗ, її компактності, забезпечення високої якості

заготовки, зниження трудомісткості процесу, зменшення енерговитрат і підвищення ступеня забезпеченості автоматичними системами керування. Найбільш важливими питаннями при цьому є раціональна конфігурація, розташування й довжина головної технологічної осі, профіль поперечного перерізу заготовки, сполучення дискретного характеру подавання сталі від плавильного агрегату з безперервною роботою МБЛЗ і т.п.

Спочатку (50-і та 60-і роки минулого сторіччя) МБЛЗ мали вертикальну архітектуру (рис.1.8 а), включаючи ділянку різання заготівки на мірні довжини.

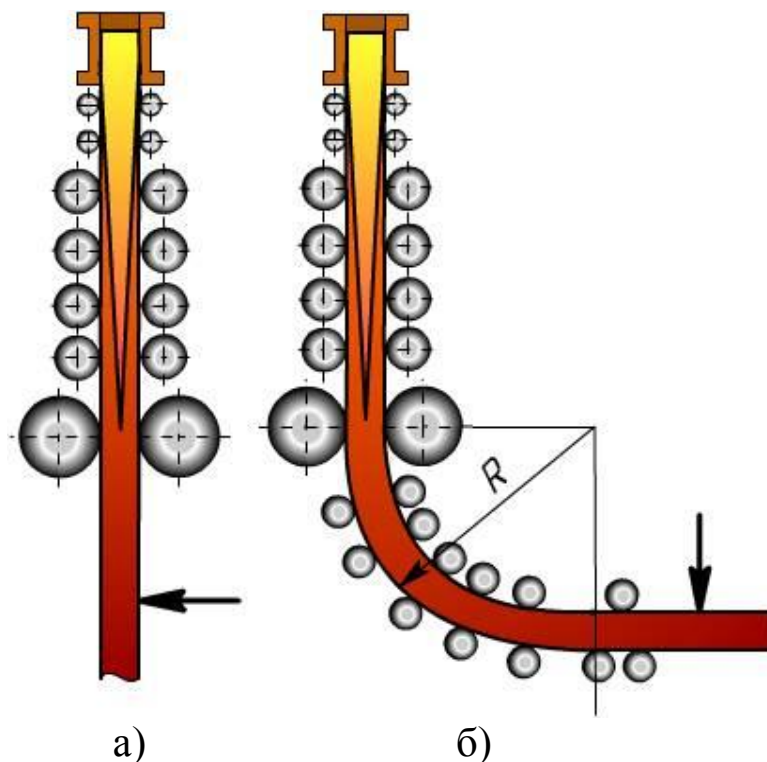


Рисунок 1.8 – Схема вертикальної (а) й вертикальної із загином (б) МБЛЗ

Переваги таких МБЛЗ полягають у тім, що всі процеси формування заготовки відбуваються у вертикальній площині (так само, як і в зливка). Це забезпечує отримання високої якості внутрішньої структури заготовки й спрощує конструкцію машини в цілому.

Тим часом вертикальні МБЛЗ мають досить серйозні обмеження щодо швидкості розливання (а, отже, продуктивності), оскільки її підвищення передбачає збільшення технологічної довжини машини й істотне подорожчання устаткування. Однак розвиток киснево-конвертерного процесу, що бурхливо відбувався саме в 60-і та 70-і роки минулого століття, зумовив істотне збільшення питомої продуктивності конвертерів як за рахунок зменшення циклу плавки, так і за рахунок підвищення її маси. Тому розвиток конструкції МБЛЗ в цей період характеризується прагненням підвищити їхню продуктивність за рахунок збільшення швидкості розливання й кількості рівчаків. Це зумовило той факт, що більш пізні конструкції вертикальних МБЛЗ передбачали загин заготовки після її затвердіння (рис.1.8 б) й різання заготовки за її розташування в горизонтальній площині. Загин заготовки при цьому здійснювався як за одноточною, так і за багатоточною схемами. Істотною перевагою таких машин є поліпшення умов видачі заготовки на холодильник. У цей час вертикальні МБЛЗ використовуються досить рідко й в основному для отримання високоякісного блюма та сляба.

У 70-і та 80-і роки минулого сторіччя найбільше поширення під час розливання сталі одержали МБЛЗ радіального типу (рис. 1.9). Конструктивною особливістю таких машин є наявність кристалізатора певного радіуса (відповідає базовому радіусу МБЛЗ, R_0), що забезпечує отримання радіальної технологічної лінії. Після затвердіння заготовки здійснюється її розгин і видача готової заготовки на холодильник у горизонтальній площині.

Переваги радіальних МБЛЗ перед вертикальними полягають у тім, що металургійна довжина машини при тому ж феростатичному тиску збільшується приблизно в 1,5 рази, унаслідок чого зменшується висота машини, зростає швидкість розливання й продуктивність агрегату.

Крім того, видача заготовки на холодильник здійснюється в горизонтальній площині. Недоліки таких МБЛЗ стосу-

ються, головним чином, якості заготовки, що, зазвичай, трохи нижча, ніж у заготовок, відлитих на вертикальній машині.

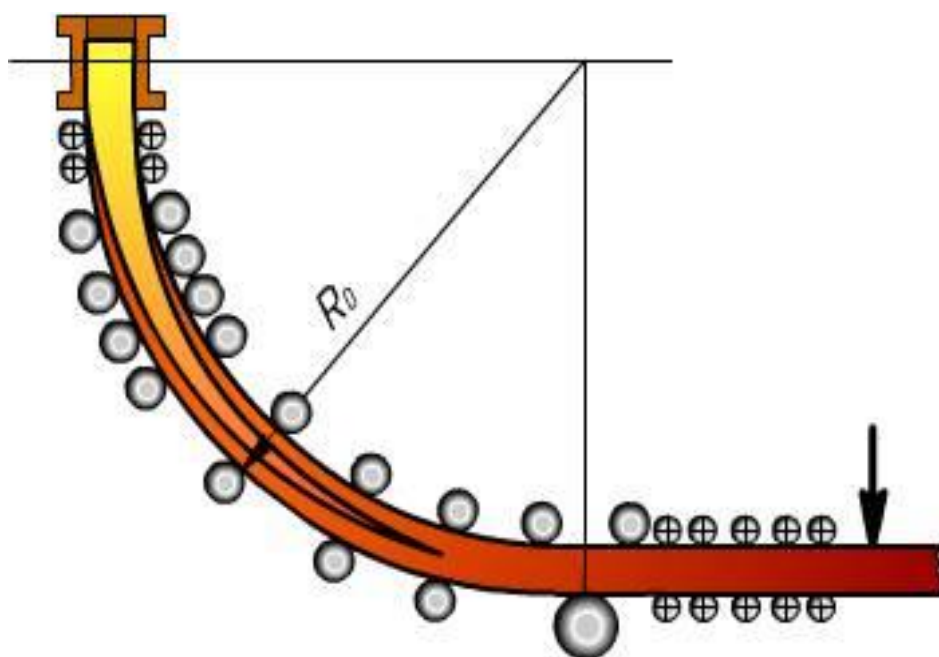


Рисунок 1.9 – Схема МБЛЗ радіального типу
(R_0 – базовий радіус)

Це пояснюється спливанням неметалічних включень у кристалізатор до стінки малого радіуса й можливою появою внутрішніх тріщин, що виникають під час розгину заготовки. Останній недолік значною мірою усувається шляхом застосування системи багатоточкового розгину. У наш час радіальні МБЛЗ використовуються переважно для отримання сортових і блюмових заготовок.

Розвитком концепції високопродуктивних МБЛЗ варто вважати так звані криволінійні МБЛЗ із радіальним і вертикальним кристалізатором (рис. 1.10).

Криволінійні МБЛЗ із радіальним кристалізатором мають кристалізатор і частину ЗВО з постійною кривизною (базовий радіус), а також ділянку змінної кривизни, де відбувається плавне випрямлення заготовки з рідкою серцевиною. Такі машини при такій же загальній висоті, як вертикальні або радіальні, можуть мати значно більшу технологічну довжину (до 40 м) і відповідно більш високу продуктивність.

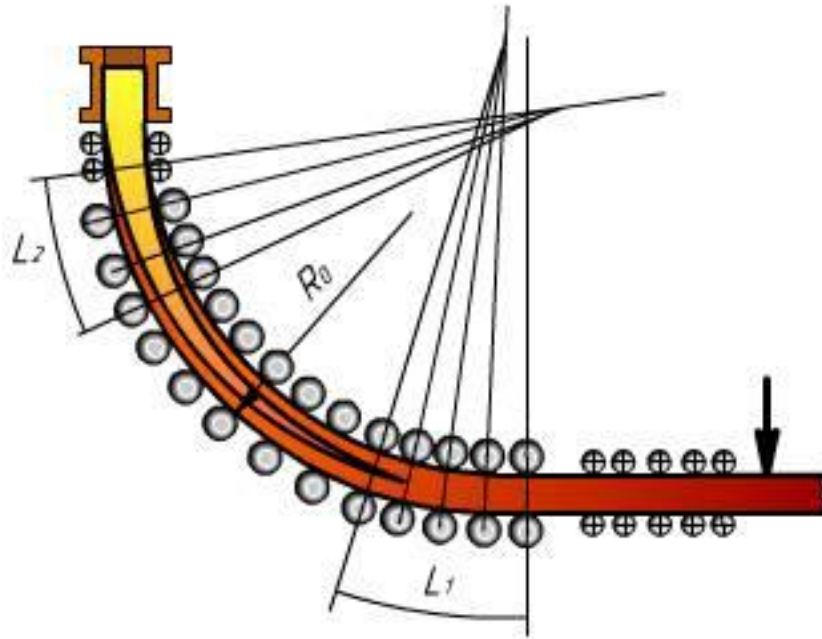


Рисунок 1.10 – Схема МБЛЗ криволінійного типу
(L_1 , L_2 – ділянки розгину й загину
заготовки ; R_0 – базовий радіус)

Криволінійні МБЛЗ із вертикальним кристалізатором мають невелику вертикальну ділянку (довжиною 1,5-2,5 м), розташовану у ЗВО безпосередньо під кристалізатором, а потім ділянку багатоточкового загину заготовки, що переходить у радіальну ділянку з базовим радіусом, аналогічним, як у радіальних машин. Випрямлення заготовки здійснюється після її повного або часткового затвердіння за багатоточковою схемою.

Така схема дозволяє забезпечити найбільш сприятливі умови для формування заготовки в початковий період затвердіння, у тому числі для спливання неметалічних включень (рис. 1.11).

Загин заготовки, яка кристалізується здійснюється, зазвичай, в 5-8 і більше точках, що запобігає можливості утворення тріщин і проривів металу у твердій скоринці. Наступні ділянки криволінійної МБЛЗ (рис. 1.10) у цілому аналогічні дизайну радіальних МБЛЗ. Основні переваги криволінійних МБЛЗ зумовлені підвищенням якості заготовки (у першу чергу, поверхневих і підповерхневих шарів) і збільшенням ком-

пактності машини. Отже, певним недоліком таких МБЛЗ є підвищення вимог до точності настроювання роликів ЗВО й технологічної лінії в цілому. Найбільш важливими функціональними моментами при цьому є зона загину й розгину заготовки, де жорстко регламентується величина деформації твердої скоринки. Найбільше застосування криволінійні машини отримали під час розливання слябової заготовки.

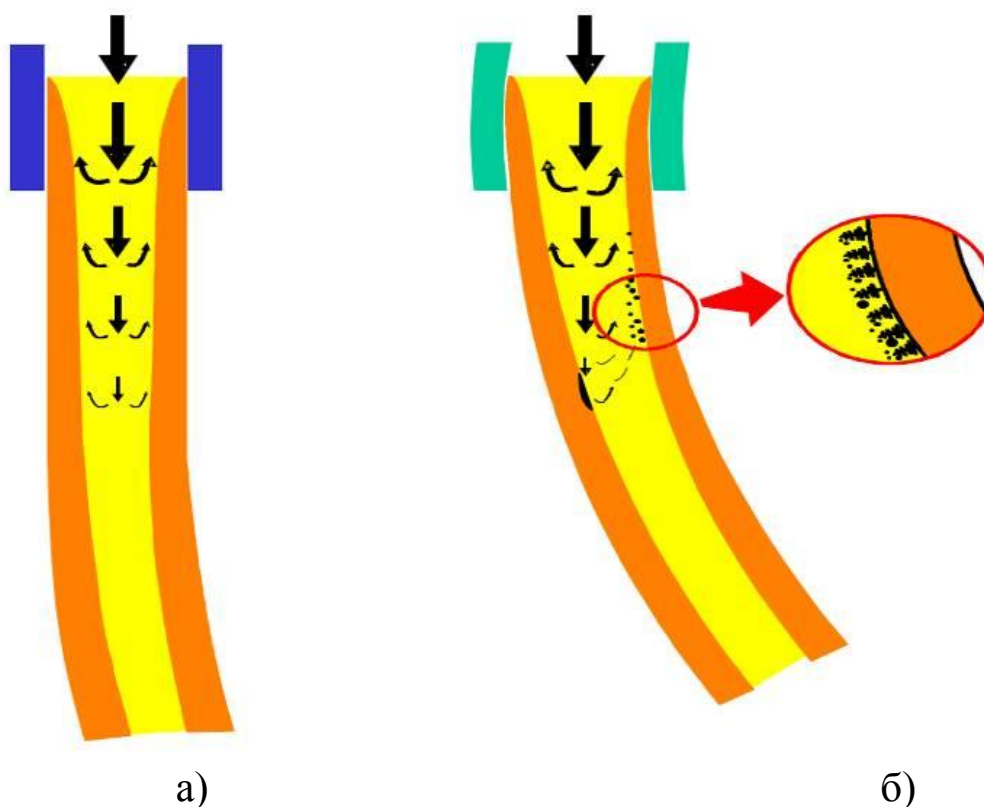


Рисунок 1.11 – Порівняння умов формування заготовки у вертикальному (а) й радіальному (б) кристалізаторі

В останнє десятиліття все більшого поширення одержують криволінійні МБЛЗ для відливання тонких слябів товщиною близько 40-70 мм і менше. Відмітною рисою таких машин є принципово нова конфігурація внутрішньої порожнини кристалізатора, що має так звану «сочевицеподібну» форму. Як видно з рисунка 1.12, конструкція такого кристалізатора припускає збільшення товщини заготовки на ділянці підведення в нього металу.



Рисунок 1.12 – Фотографія головної частини кристалізатора тонкослябової МБЛЗ

Серед основних переваг тонкослябових МБЛЗ можна назвати можливість отримання слябів шириною понад 3000 мм, зменшення втрат енергії й металу в ході наступного прокатного переділу, що поєднується з розливанням у єдиному агрегаті, який називається – ливарно-прокатний модуль (ЛПМ).

На рубежі тисячоріч у сталеливарній практиці з'явилися перші промислові МБЛЗ для прямого отримання листа, у яких вдається виключити з технологічної схеми цикл гарячої прокатки заготовки. В агрегатах прямого відливання тонкого листа кристалізатор складається із двох валків, розташованих безпосередньо під промковшем, які обертаються в протилежних напрямках (рис. 1.13).

Рідка сталь під час розливання надходить у простір між валками й контактуючи з їх поверхнею кристалізується, утворюючи скоринки, які рухаються разом з поверхнею і виходять із валків у формі листа, товщина якого визначається відстанню між валками, а ширина – бічними стінками кристалізатора. Для ефективного відводу тепла, що виділяється, валки виготовлені, зазвичай, зі сплаву міді із хромом та охолоджуються водою.

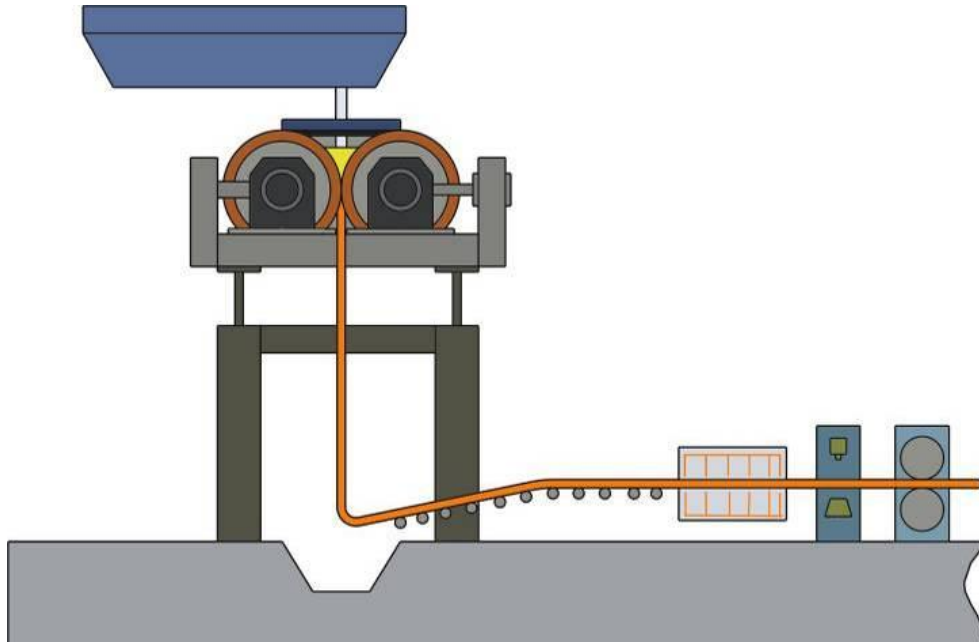


Рисунок 1.13 – Схема МБЛЗ для прямого відливання листа

Технологічна схема отримання тонкого листа із застосуванням двовалкових МБЛЗ має величезний потенціал у частині економії енергетичних ресурсів (у 8-10 разів), зниження втрат з окалиною (у 40-50 разів), підвищення продуктивності роботи персоналу (у 5-10 разів), зниження викидів парникового газу (у 10-20 разів) за істотного зниження витрат на капітальне будівництво, що забезпечує економічну мотивацію в частині подальшого розвитку способу й удосконалення.

У металургійній практиці відомі також МБЛЗ, технологічна лінія яких розташована горизонтально. Горизонтальні МБЛЗ є досить перспективними в частині зниження витрат на будівництво машини (рис. 1.14).

Вони компактні і їх зручно розміщати в діючих цехах. При цьому немає необхідності збільшувати висоту будівлі або формувати глибокий колодязь. Обслуговування такої машини, ремонт і заміна основних вузлів досить зручні й прості. Тим часом відсутність деформації заготовки в процесі затвердіння дає можливість лити горизонтальним способом крихкі й тріщочуттєві сталі й сплави, які не витримують деформації в процесі лиття.

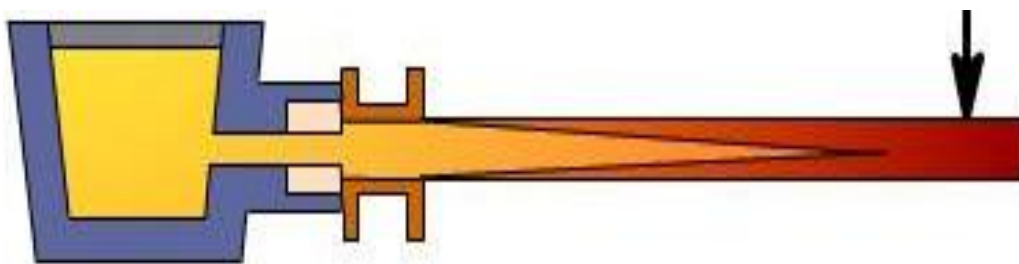


Рисунок 1.14 – Схема горизонтальної МБЛЗ

Однак досить очевидним є й той факт, що якість заготовки при цьому буде значно нижче, унаслідок того, що неметалічні включення й пухирі газу будуть спливати до верхньої грані. Така фізична неоднорідність істотно знижує кондиції продукції із заготовки. Крім того, дотепер на практиці не вирішені повністю питання успішного сполучення роботи металоприймача й кристалізатора (для умов розливання сталі). Тому в чорній металургії такі МБЛЗ практично не використовуються.

Широке поширення горизонтальні МБЛЗ отримали під час розливання кольорових металів і сплавів.

1.4 Загальна структура сталеплавильних цехів з безперервним розливанням сталі й тенденції її розвитку

Безперервне розливання сталі, як сукупність технологічних операцій, що забезпечують отримання заготовки певного перерізу й довжини, може бути реалізоване в умовах практично будь-якого сталеплавильного цеху. Проте більша частина МБЛЗ в наш час функціонує в конвертерних і електросталеплавильних цехах.

У частині *конвертерного виробництва сталі* останнє десятиліття ознаменувалося безпрецедентним приростом її обсягів (рис. 1.15): з 466 млн. т в 1999 р. до 890 млн. т в 2007 р.

Такий різкий стрибок супроводжується вдосконаленням усіх технологічних ланок, що входять у структуру виплавки й розливання сталі. Основна частка приросту зумовлена, насамперед, бурхливим розвитком чорної металургії КНР, що до-

зволило їй уже у 2008 р. зробити більше 50% усього світового обсягу виробництва конвертерної сталі.

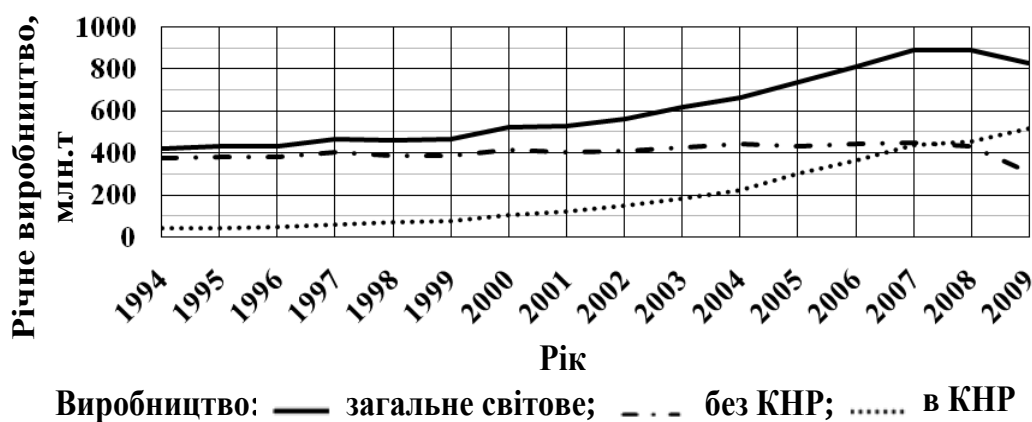


Рисунок 1.15 – Динаміка зміни обсягів виробництва конвертерної сталі у світі й КНР

Найбільшим виробниками конвертерної сталі у світі є КНР, Японія, Росія, США, Південна Корея, Німеччина, Індія, Бразилія й Україна.

Узагальнюючи основні технологічні й конструктивні *рис*и сучасного конвертерного цеху, можна виділити наступні характерні аспекти:

- сучасні конвертерні цехи оснащуються, зазвичай, двома великими конвертерами місткістю 150-320 т кожний, що дозволяє гармонізувати основні вантажопотоки за високої питомої продуктивності плавильних агрегатів;

- найбільше поширення у світі отримала комбінована продувка киснем зверху й нейтральним газом знизу, через донні фурми. Крім того, можуть вдуватися не тільки аргон або азот, але й CO_2 з інтенсивністю до $0,1 \text{ м}^3/(\text{т хв.})$ і навіть CO ;

- усе більшого поширення в практиці конвертерного виробництва отримують агрегати комплексного позапічного оброблення сталі типу «ківш-піч», які потрібні для проведення операцій підігріву металу, продування сталі аргоном, її рафінування, доведення по хімічному складу та витримки відповідно до режиму розливання на МБЛЗ;

– стійко нарощуються обсяги конвертерної сталі, що піддається вакуумному обробленню (агрегати VD/VOD або RH-TOP), що, насамперед, пов'язано із широким поширенням нових груп низьковуглецевих сталей з верхньою межею вмісту вуглецю менш 30 ppm, що може бути досягнуто тільки за проведення вакуумного оброблення;

– у структурі конвертерних цехів широко застосовуються високопродуктивні МБЛЗ для отримання слябів, блюмів, кругів і сортової заготовки, які максимально сумісні з технологічним ритмом виплавки сталі в конвертері;

– низка цехів оснащена ливарно-прокатними модулями, які забезпечують істотне зниження питомих енерговитрат, що варто пов'язувати з раціональною організацією технологічної схеми виробництва.

Сукупність перерахованих вище рішень у значній мірі сприяла розвитку так званої модульної схеми побудови конвертерних цехів, що передбачає сполучення процесу дискретної виплавки сталі в конвертері з її квазібезперервним розливанням у межах технологічної схеми «конвертер» – «ківш-піч» – «машина безперервного розливання сталі». Власне в такій побудові є певний енергоощадний ресурс. Однак вона вимагає максимально ритмічної роботи конвертерів і оптимальної схеми вантажопотоків, що досягається під час використання двох конвертерів.

Таким чином, за використання модульної побудови, маса плавки в значній мірі визначається питомою продуктивністю МБЛЗ. Як показує практика, для конвертерних цехів із багатостручковими сортовими або блюмовими МБЛЗ маса плавки за рідкісним винятком не перевищує 160-180 тонн сталі. Більш широкі можливості забезпечують сучасні слябові МБЛЗ, двостручкові машини зазвичай розливають до 2,5-3,0 млн. т сталі за рік. Це приблизно відповідає масі плавки в ковші 250-320 т.

При цьому резерви продуктивності слябових МБЛЗ ще далеко не вичерпані. Наприклад, на заводі «Masteel» (КНР) під час роботи на двох одностручкових МБЛЗ досягнута сумарна річна продуктивність на рівні 5,7 млн. т при швидкості

розливання 2,2 м/хв. (товщина сляба 230-250 мм, ширина 950-2150 мм). Це гарантує подальший прогрес в розвитку конвертерних цехів за модульною схемою побудови.

Ще більш привабливою є схема побудови конвертерного цеху на базі застосування ливарно-прокатних модулів (ЛПМ). У наш час у світі налічується близько 30 сталеплавильних цехів із ЛПМ, які виробляють більше 50 млн. т листа на рік. ЛПМ успішно функціонують як в умовах конвертерних цехів, так і на міні-металургійних заводах. Основна частка таких міні-заводів припадає на США, КНР і країни, що розвиваються (27%). У Західній Європі функціонує 6 ЛПМ, розроблених різними фірмами-виробниками металургійного устаткування. У КНР у наш час функціонує вже 10 заводів оснащених ЛПМ типу CSP (*Compact Strip Production*).

У цілому *технологічна схема на базі ЛПМ* може бути представлена в такий спосіб: виплавка сталі в конвертері (або дуговій печі) → доведення сталі на установці «ківш-піч» → (вакуумування сталі в ковші) → розливання сталі на сляб (товщина сляба 60-100 мм) і його гаряча прокатка в технологічному ланцюжку ЛПМ → прокатка на станах холодної прокатки. При цьому, як показала практика, для отримання 1 тонни холоднокатаного листа достатньо 1,10-1,12 тонни рідкої сталі, а значний енергоощадний ефект (500-600 МДж/т) досягається, головним чином, за рахунок скорочення технологічного ланцюжка й виключення додаткових циклів охолодження й нагрівання заготовки.

Схема розташування основних функціональних одиниць ЛПМ (лінійне розташування) подана на рисунку 1.16.

Сучасна практика застосування ЛПМ показує, що їх розливний модуль являє собою, зазвичай, високо функціональну однострумкову МБЛЗ, у якій сполучені всі основні досягнення в галузі розливання сталі. Прокатна частина ЛПМ може бути сполучена з однією або двома МБЛЗ залежно від номінальної продуктивності цеху. Рекордний показник річної продуктивності ЛПМ у складі двох ліній безперервного розливання й однієї лінії прокатки становить 3,4 млн. т плоского прокату за рік. Він досягнутий на металургійному заводі «Essar Steel» (Індія).

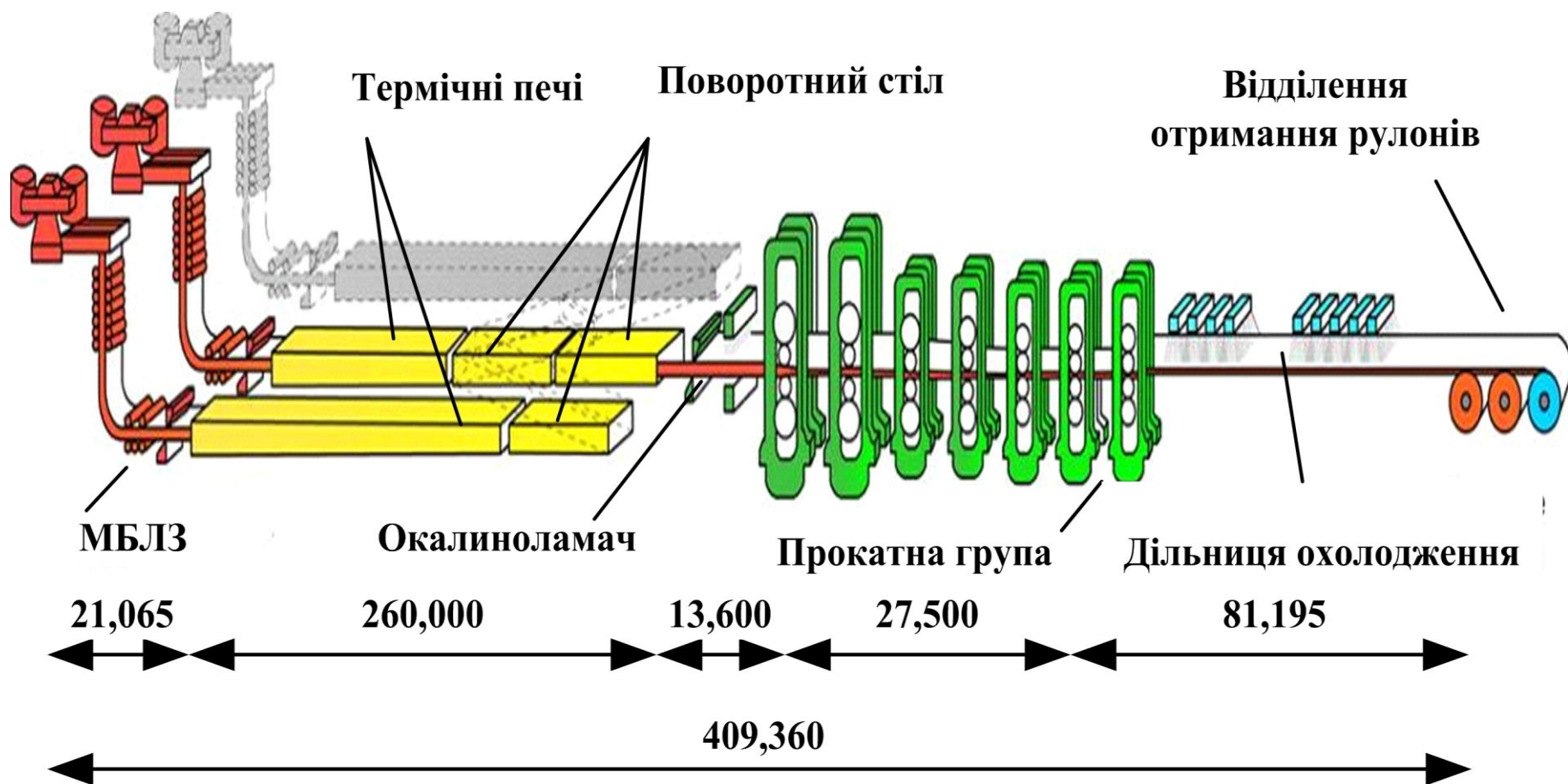


Рисунок 1.16 – Схема розташування основних функціональних одиниць ЛПМ

Таким чином, сучасні МБЛЗ (або ЛПМ) можуть забезпечувати розливання всієї сталі, яку можна виплавити в одному конвертері, а вибір місткості конвертера (маси плавки) визначається технологічними й кон'юнктурними міркуваннями.

На території колишнього СРСР і країн Східної Європи розвиток конвертерного виробництва сталі акцентується, насамперед, на вдосконаленні технології й модернізації основного устаткування великих цехів, споруджених у 80-і роки минулого століття й раніше. Так в останнє десятиліття глибокій реконструкції й модернізації піддаються великі конвертерні цехи ВАТ «Магнітогорський металургійний комбінат», ВАТ «Сєверсталь», ВАТ «Новолипецький металургійний комбінат» і АТ «Міттал Стіл Теміртау».

Єдиний новий конвертерний цех на території колишнього СРСР було побудовано й запущено в експлуатацію на ВАТ «Алчевський металургійний комбінат» (ВАТ «АМК»), що є одним з найстарших металургійних підприємств України. Цей цех споруджено під час реконструкції комбінату і заміни мартенівського виробництва.

Модернізація сталеплавильного виробництва на ВАТ «АМК» виконувалася в умовах діючого підприємства з високою щільністю забудови. Заміна мартенівського виробництва сталі конвертерним на ВАТ «АМК» здійснювалася шляхом поступової заміни основного технологічного устаткування й технологій, що забезпечило плавний (без втрат) перехід на більш високий сучасний рівень виробництва сталі. Продування металу киснем здійснюється через верхню шестисоплову фурму, а інертний газ (аргон або азот) з інтенсивністю 6-24 м³/хв. подається через днище конвертера. Максимально можлива проектна добова продуктивність одного конвертера становить 36 плавок (досягнуто 28 плавок). Проектна тривалість технологічних операцій виплавки сталі від випуску до випуску становить 35 хвилин, а з урахуванням операцій по догляду за конвертером 40-45 хвилин. Під час випуску металу з конвертера здійснюється відсікання конвертерних шлаків за допомогою автоматизованої системи керування. Система гру-

нтується на вимірюванні інфрачервоного випромінювання металу й шлаку. Утримання шлаку здійснюється шляхом вдування стиснутого азоту через сопло у випускний отвір. Після завершення випуску плавки візок з ковшем переміщається до стенда продування аргоном на установці «ківш-піч».

Основний сортамент цеху передбачає виплавку наступних груп марок сталі: вуглецеві спокійні й напівспокійні, загального призначення; конструкційні спокійні й напівспокійні; високоякісні; низьколеговані; леговані; суднобудівні сталі. У наш час освоєна технологія виплавки й розливання сталей з наднизьким вмістом вуглецю.

У світовій практиці в останні десятиліття перевага віддається конвертерам місткістю 200-250 т і більше з комбінованою продувкою, що включає вдування аргону через днище. Удосконалення технологічної схеми виробництва сталі в конвертерних цехах продовжує здійснюватися за рахунок розширення десульфурзації чавуну в ковшах, радикального підвищення стійкості футеровки, використання ефективних систем відсікання шлаків під час зливу металу з конвертера, автоматизації процесу плавки, функціонального розширення позапічного доведення сталі (включаючи її вакуумування) і т.п. У частині безперервного розливання сталі перевага віддається високофункціональним МБЛЗ і ливарно-прокатним модулям.

Сучасне виробництво в *електросталеплавильних цехах* характеризується високою інтенсивністю виплавки сталі (тривалість плавки дугової печі становить 45-55 хвилин і менше). Зазвичай, сучасні електросталеплавильні цехи входять до складу так званих «міні-заводів», потужність яких залежить від питомої потужності плавильного агрегату. Річний обсяг виробництва на таких міні-заводах може становити від декількох десятків тисяч до 1,0-1,5 мільйонів тонн сталі за рік. Основний вид продукції – безперервнолита сортова заготовка й довгомірний прокат.

Поняття «міні-завод» (mini-mill) містить у собі: відносно невеликі питомі витрати на виробництво, мінімальні викиди технологічних відходів у навколишнє середовище, мінімальні

простої устаткування й агрегатів, мінімальний виробничий цикл за максимальної продуктивності, продажах і рентабельності. В умовах динамізму зовнішнього середовища порівняно невеликі розміри міні-заводів несуть явні переваги, серед яких особливо виділяються швидкість реагування на зміни попиту, на різні види продукції, а також можливість виконання дрібних замовлень стосовно конкретного замовника.

У міру розвитку техніки й технологічного забезпечення металургійні міні-заводи досягли техніко-економічного рівня, достатнього для їхньої високої конкурентоспроможності із традиційними заводами повного циклу. При цьому сучасна стратегія металургійного міні-заводу, зазвичай, ґрунтується на виплавці сталі у високопродуктивній дуговій сталеплавильній печі (ДСП), доведенні металу за хімічним складом і температурою в агрегатах «ківш-піч» і вакууматорах, наступному розливанні на сортових або тонкослябових МБЛЗ й прокатці (рис. 1.17). При цьому деякі складові елементи можуть бути відсутні залежно від характеру продукції, що випускається. Таким чином, частина енергоємних переділів, властивих інтегрованим заводам повного циклу, на міні-заводах вилучається.

Для металургійних міні-заводів характерні невеликі площі, необхідні для розміщення устаткування (18-20 га на 1 млн. т виробництва сталі за рік), величина яких приблизно у 8-15 разів нижче, ніж для традиційних металургійних комбінатів з повним циклом. Будівництво міні-заводу не потребує також наявності розгалуженої соціальної інфраструктури. За рахунок скорочення власного ремонтного, енергетичного, транспортного й інших господарств частка загальнозаводських витрат у загальному розмірі капітальних вкладень може бути знижена з 60% (за нормативними й фактичними даними) до 20%, що підтверджується досвідом створення міні-заводів в Україні й Росії.

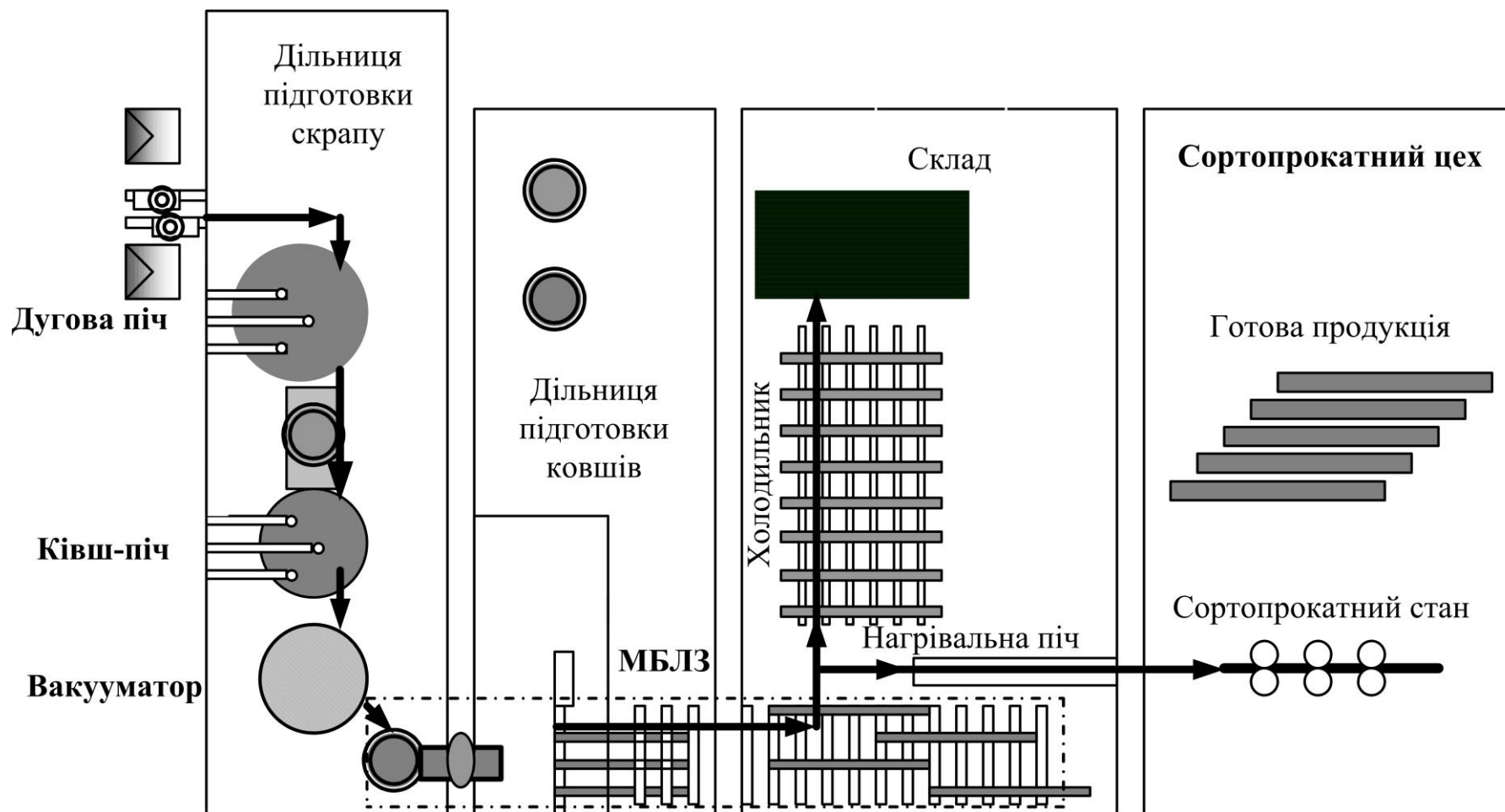


Рисунок 1.17 – Схема сучасного металургійного міні-заводу для виробництва довгомірного прокату

Як показала практика останнього десятиліття, найбільший ефект під час будівництва може бути досягнуто за розміщення устаткування на існуючих промислових майданчиках, недобудованих площах або тих, що вивільняються в результаті перепрофілювання виробництва. Спорудження міні-заводу й освоєння виробничих потужностей триває всього 1,5-2 роки, у той час як для заводів повного циклу воно може перевищувати 7-10 – ти літній період.

Раціональне географічне розташування міні-заводів забезпечує використання металобрухту або рудних запасів певного економічного району й усуває нераціональні перевезення на значну відстань. Це дозволяє знизити питомі капіталовкладення в 3-4 рази в порівнянні з інтегрованим заводом і запропонувати металопродукцію на ринку за конкурентними цінами за умови збереження досить високої рентабельності виробництва.

Прогрес у розвитку концепції міні-заводу найбільш рельєфно позначився в середині 80-х років минулого століття. Він був досягнутий, у першу чергу, за рахунок забезпечення модульної схеми побудови технологічного ланцюжка, у якій продуктивність дугової сталеплавильної печі повністю відповідала можливостям розливання сталі на багатострумковій високошвидкісній сортовій МБЛЗ, що має річну продуктивність одного струмка на рівні 150-250 тис. т рідкої сталі. Завдяки науково-технічному прогресу в частині конструкції дугових печей період виплавки в них сталі зменшився до 40-42 хвилин, а витрата електроенергії до рівня 310-345 кВт годин на тонну сталі. При цьому слід зазначити, що останнім часом для потреб міні-заводів створені великі високопродуктивні печі, які в змозі забезпечити річне виробництво одним агрегатом на рівні 1,0-1,5 млн. т і більше.

Тільки за останні десять років (до кризи 2008 р.) виробництво сталі в електродугових печах у світі зросло більш ніж в 1,5 рази (рис.1.18) і досягло свого максимуму (419 млн. т) в 2007 р.

У цілому ж найбільша кількість сталі з використанням міні-заводів виробляється в наш час у США, КНР, Індії, Япо-

нії, П.Кореї, Італії, Туреччині, Росії, Німеччині й Іспанії. Широке використання концепції міні-заводів дозволило, наприклад, Іспанії й Туреччині, що мають вигідне географічне положення, вийти на серйозні позиції у світовому рейтингу виробників сталі. Завдяки будівництву міні-заводів у низці помітних виробників металопродукції з'явилися раніше «не металургійні» країни: Єгипет, Аргентина, Індонезія, Таїланд, Мексика, Венесуела, Саудівська Аравія та ін.

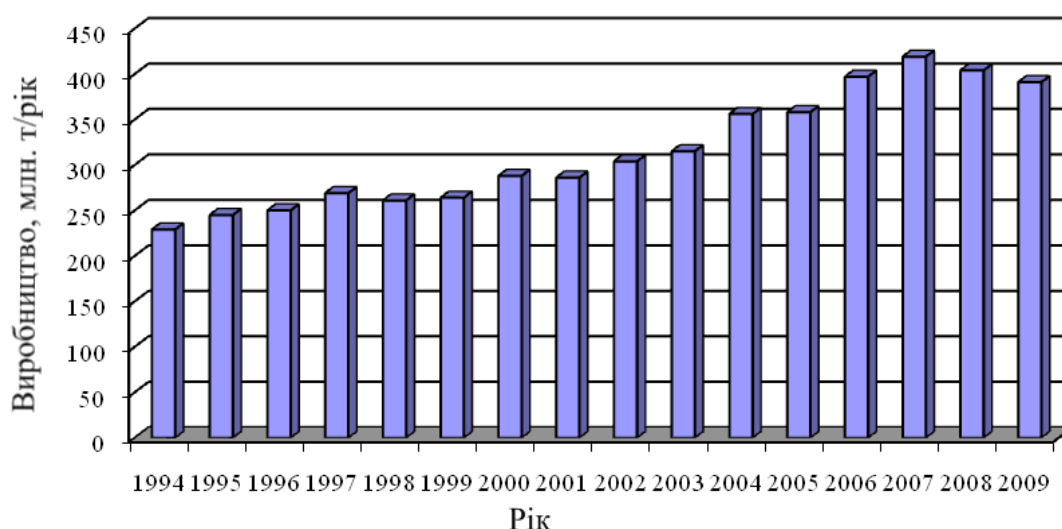


Рисунок 1.18 – Динаміка збільшення світового виробництва металу в дугових сталеплавильних печах

Найбільш складним технічним завданням, розв'язуваним у межах міні-заводу, є сполучення продуктивності ДСП й МБЛЗ із продуктивністю прокатних станів під час виробництва плоского прокату в умовах порівняно невеликих (для практики отримання плоского прокату) обсягах виробництва (0,7-1,0 млн. т за рік).

Це завдання вирішене за допомогою принципово нової сукупності технологічних рішень у вигляді ливарно-прокатного модуля (ЛПМ), адаптованого до умов роботи міні-заводу. При цьому швидкість витяжки слябів на ЛПМ становить 5-8 м/хв. Для підвищення якості внутрішньої структури

такого сляба в зоні вторинного охолодження його піддають «м'якому» обтисненню, що дозволяє отримати на виході із МБЛЗ пласку заготовку товщиною 40-60 мм. Після виходу із МБЛЗ заготовка без охолодження подається в прохідну піч для забезпечення однорідної температури, перед прокаткою на стані Стекеля, або за схемою безперервного прокатного стану.

Варто очікувати, що міні-заводи для виробництва плаского прокату будуть, насамперед, з'являтися в регіонах, що мають потребу в такому, досить віддалені від основних його виробників. Не треба при цьому виключати можливість появи спеціалізованих міні-заводів з виробництва плаского прокату, орієнтованих на певні види продукції. Прикладом такого проєкту може бути будівництво Об'єднаною металургійною компанією міні-заводу, поблизу ВАТ «Виксунський металургійний завод» (Росія), з виробництвом листа для труб великого діаметра.

У цілому ж сучасне виробництво сталі в конвертерах і дугових сталеплавильних печах уже сьогодні являє собою досить досконалу систему технологій, що базуються на невеликій кількості технологічних парадигм, які використовують ефективні закономірності, більшість із яких повністю оформилися наприкінці ХХ століття і їхній потенціал практично повністю обмежується дією фізико-хімічних законів.

Відповідно сучасні сталеплавильні цехи оснащуються високофункціональними машинами для безперервного розливання сталі на заготовки переріз яких прагнуть наблизити безпосередньо до профілю кінцевої продукції з урахуванням її прокатки. При цьому все більша перевага віддається модульній схемі побудови технологічного циклу, що передбачає наявність у технологічному ланцюжку одного сталеплавильного агрегату, однієї установки «ківш-піч» і однієї високофункціональної МБЛЗ.

1.5 Сучасні тенденції розвитку технології й устаткування для безперервного розливання сталі

Сучасна МБЛЗ являє собою високотехнологічний агрегат, що дозволяє практично повністю захистити метал від вторинного окислення за допомогою застосування високоякісних

вогнетривів, які виготовляються методом ізостатичного пресування (захисна труба, заглибний стакан та ін.), забезпечити оптимальні режими хитання (за рахунок використання гідроприводу) й автоматичну підтримку рівня металу в кристалізаторі, здійснювати автоматичне запобігання проривів металу, поліпшувати якість внутрішньої структури заготовки за допомогою накладення на рідку фазу електромагнітного поля й «м'якого» обтиснення заготовки з рідкою серцевиною та ін.

У цілому ж до початку ХХІ століття в якісному й кількісному аспектах відбулося практично повне насичення металургійних підприємств світу різного роду МБЛЗ і відповідним технологічним забезпеченням. Одним з визначальних напрямків у частині розвитку концепції безперервного розливання сталі стало скорочення обсягів інвестицій і строку їхньої окупності, як під час будівництва нових цехів, так і під час реконструкції вже існуючих. При цьому особлива увага приділяється зменшенню питомих витрат на виробництво металопродукції. Провідні світові виробники устаткування для безперервного розливання досягли найвищих показників для класичних МБЛЗ (розливання сляба, блюма, круга, сортової заготовки) і сконцентрували основну свою увагу на альтернативних концепціях щодо створення ливарно-прокатних агрегатів для отримання плоскої продукції. Розвиток технологій і конструкцій машин для безперервного розливання сталі буде відбуватися в частині створення високоефективних виробничих модулів, які набудуть гнучкого технологічного зв'язку під час сполучення процесів виплавки сталі, її розливання й наступної прокатки заготовки.

Світове виробництво блюмів (великих і середніх заготовок прямокутного, квадратного, круглого й фасонного перерізів) сьогодні оцінюється на рівні 210-220 млн.т за рік. За станом на початок 2008р. у світі налічувалося приблизно 330-340 блюмових МБЛЗ, близько 50 машин для розливання великої фасонної заготовки й близько 100 машин для отримання круглої заготовки. Середня продуктивність одного струмка для блюмової МБЛЗ становить близько 135-140 тис.т сталі

за рік. Рекордні показники продуктивності на найбільш досконалих блюмових МБЛЗ світу досягають на японських металургійних заводах «Сумітомо Метал» (розмір блюма 300×400 мм) і «Даидо Стіл» (розмір блюма 370×480 мм) 300 тис.т сталі, а на австралійському заводі «БХР Стіл» (розмір блюма 400×630 мм) – 400 тис.т сталі за рік.

Максимально відомий у світі переріз блюмової заготовки відливається на заводі «БХР Стіл» (Австралія). Однак існує ще ряд радіальних блюмових МБЛЗ у Японії, Кореї, Німеччині і т.д., на яких відливається блюм з розміром меншої сторони 400 мм. При цьому базовий радіус таких МБЛЗ становить 14-15 м.

Тим часом, в останнє десятиліття все більша увага приділяється створенню блюмових МБЛЗ із невеликим перерізом заготовки (180-240 мм). Такі МБЛЗ виявляються більше компактними (менший базовий радіус машини), а також забезпечують високу якість внутрішньої структури заготовки (зменшуються осьова ліквіація й пористість). У технологічному плані ці МБЛЗ більшою мірою адаптовані до застосування таких прогресивних прийомів обробки, як електромагнітне перемішування рідкої фази й «м'яке» механічне обтиснення рідкої серцевини.

У світовій практиці в останнє десятиліття будівництво нових блюмових машин носить досить обмежений характер (за винятком КНР), що, швидше за все, пояснюється насиченістю ринку блюмовою заготовкою. Основним напрямком розвитку цього сегмента в наш час є реконструкція діючих МБЛЗ.

Безперервне розливання круглих заготовок (діаметр понад 200 мм) здійснюється, головним чином, для забезпечення трубої промисловості. Крім того, кругла заготовка є вихідним продуктом для виробництва коліс, бандажів, кілець різних призначень і т.п. Тому МБЛЗ цього типу більш поширені в країнах із розвиненим металургійним і машинобудівним комплексом. У світі в стадії експлуатації й будівництва налічується понад 140 МБЛЗ (понад триста п'ятдесят струмків) для виробництва круглих заготовок. Разом з тим, слід зазначити, що

приблизно половина всіх МБЛЗ для розливання круглої заготовки являють собою комбіновані машини з можливістю розливання заготовок квадратного або прямокутного перерізу.

Використання круглої заготовки в порівнянні із застосуванням безперервнолитих блюмів під час виробництва труб має певні переваги. По-перше, поверхня круглої заготовки має більш високу якість, чим квадратної (немає кутових тріщин), що забезпечує більш високу якість і механічну міцність труб. По-друге, підвищена щільність рівновісної структури в осьовій зоні круглих заготовок забезпечує зниження кількості мікродефектів. Останні зазвичай утворюються на внутрішній поверхні труби через наявність осьової пористості у квадратних заготовках.

Якісні трубні марки сталей розливаються переважно на радіальних або криволінійних МБЛЗ із багатоточковим загином і розгином заготовки, що дозволяє отримувати заготовки діаметром 300-450 мм (максимально до 600 мм, завод ELLWOOD STEEL, Бельгія). Базовий радіус на цих машинах коливається в межах 12-14 м залежно від максимального діаметра заготовки, що відливається. У цілому, говорячи про безперервне розливання круглих сталевих заготовок, можна зазначити, що останнім часом повністю оформилася тенденція створення комбінованих МБЛЗ, які дозволяють розливати кілька різних перерізів блюмів, а також круглих заготовок. Прикладом такого підходу є чотириструмкова радіальна МБЛЗ-1 з діаметром круглої заготовки 430 мм на Нижньотагільському металургійному комбінаті (Росія). Вона являє собою чотириструмкову машину криволінійного типу з базовим радіусом 12 м і радіальним кристалізатором. Швидкість розливання 0,45-0,50 м/хв. для круглої заготовки. Крім того, машина дозволяє розливати блюм перерізом 300×360 мм зі швидкістю до 0,6 м/хв.

У 2006 р. стала до ладу комбінована п'ятиструмкова МБЛЗ для отримання круга діаметром 150-400 мм на Таганрозькому металургійному заводі (Росія). При цьому МБЛЗ дозволяє також розливати квадратну заготовку перерізом від

150×150 мм до 340×340 мм. Проектна продуктивність машини становить 950 тис. т за рік. Аналогічна МБЛЗ збудована фірмою SMS-Demag на Сіверському трубному заводі.

У 2008 р. на міні-заводі ЗАТ «Азовелектросталь» (м. Маріуполь) в електросталеплавильному цеху запущена в експлуатацію двострумкова комбінована блюмова МБЛЗ, що забезпечує виробництво квадрата 250×250 мм і круга діаметром 400 мм. Якість сталі забезпечується її обробкою на установці «ківш-піч» і вакууматорі.

Розроблення й промислова *реалізація процесу безперервного розливання фасонної заготовки*, що має геометричну форму близьку до двотаврової балки, є одним із найбільш значимих технологічних досягнень в галузі лиття сталі. Використання безперервного розливання для отримання фасонної балкової заготовки (так звана «собача кістка») дозволяє істотно знизити собівартість готового прокату, а також скоротити споживання енергії й викиди двоокису вуглецю. Так, до основних переваг цієї технології відносять:

- економію капітальних витрат для нового балкового стана до 25-30% за рахунок виключення чорнової кліті;
- підвищення продуктивності прокатного переділу на 15% за рахунок виключення чорнової кліті й пов'язаних з нею чорнових проходів;
- зниження потреби в електроенергії на 50% за рахунок зменшення кількості обтиснень;
- підвищення виходу придатного на 1,0-1,5%.

Безперервне розливання фасонних заготовок отримало широке поширення у світі, особливо на металургійних заводах США, Японії й Південної Кореї. В основному ці МБЛЗ розташовані в електросталеплавильних цехах, більша частина з яких працює з використанням шихти прямого відновлення. Практично всі МБЛЗ (їхня кількість на сьогоднішній день перевищує 60 одиниць) для виробництва балкових фасонних заготовок у конструкційному плані є комбінованими, що припускає розливання на них прямокутних заготовок.

На території СНД у 2000 р. на Нижньотагільському металургійному комбінаті була введена в експлуатацію двострумкова МБЛЗ-3 з базовим радіусом 12 м для відливання фасонної заготовки декількох типорозмірів, призначеної для прокатки колонних профілів і великих балок з широкою полицею й висотою 600-1000 мм. На машині відливають також прямокутні заготовки перерізом 200×(500-600) мм.

У цілому ж варто очікувати, що нові металургійні комплекси з розливанням сталі на фасонну заготовку будуть спроруджуватися в регіонах світу, що швидко розвиваються, (наприклад, КНР, Латинська Америка та ін.). При цьому додатковим стимулом буде обмеження застосування в будівництві матеріалів на основі деревини.

Машини, що розливають *сортovu заготовку* (переріз квадрат 100-160 мм), отримали максимальне поширення в останні два десятиліття, що, насамперед, пояснюється радикальним збільшенням питомої продуктивності одного струмка. У наш час річний обсяг сталі, що розливається на одному струмку сучасної МБЛЗ для сортової заготовки становить 200-250 тис. т за швидкості витяжки заготовки 4,5-6,6 м/хв. Найбільш часто МБЛЗ для сортової заготовки мають у своєму складі 4-6 струмків, що дозволяє їм працювати за сполученою модульною схемою (сталеплавильний агрегат – «ківш-піч» – МБЛЗ) практично в будь-якому сталеплавильному цеху.

Досягнення високих швидкостей витяжки сортової заготовки (до 5,5-6,5 м/хв.) забезпечується, насамперед, за рахунок поліпшення контакту поверхні заготовки із внутрішньою поверхнею мідної гільзи, яка охолоджується водою. При цьому ланкою, що лімітує процес, є величина товщини твердої скоринки на виході із кристалізатора, яка забезпечує міцність твердого каркаса заготовки й запобігає проривам рідкого металу.

У практиці сучасних сортових МБЛЗ широко використовуються гільзи для кристалізаторів з так званим параболічним профілем, що в максимальному ступені враховує зменшення перерізу заготовки в міру просування в кристалізаторі, пов'язане з усадкою металу. Робоча поверхня таких гільз за-

звичай має спеціальне захисне покриття на основі хрому або нікелю, що забезпечує підвищену експлуатаційну стійкість (до 20-25 тис. т сталі для однієї гільзи).

Подальший розвиток концепції високошвидкісного кристалізатора для сортових МБЛЗ, мабуть, буде відбуватися в частині оптимізації внутрішнього профілю гільзи й удосконалення складу захисного покриття, яке наноситься на його внутрішню поверхню. Найбільш імовірним варіантом у майбутньому є нанесення спеціальних керамічних покриттів, що поряд з підвищенням його зносостійкості може забезпечити істотне зменшення сил тертя між заготовкою й кристалізатором у процесі лиття.

З огляду на той факт, що з підвищенням швидкості лиття істотно турбулізується процес перемішування металу в кристалізаторі, у сучасних сортових МБЛЗ все більшого поширення набуває метод електромагнітного гальмування потоків сталі, ініційованих падаючим струменем. Разом з тим, варто мати на увазі, що використання електромагнітного перемішування вимагає істотних капітальних вкладень і помітних питомих витрат у процесі лиття, що, власне, поки й обмежує застосування цього методу.

Істотним резервом підвищення продуктивності сортових МБЛЗ є розливання сталі довгими й наддовгими серіями. Світова практика показує, що на сучасних сортових МБЛЗ може бути здійснене розливання 300-400 плавів без зупинки машини. При цьому обмежувальною ланкою, що лімітує цикл розливання з одного промковша, є зношування (ерозія або заростання) стакан-дозатора. Фактично цей вогнетривкий виріб має обмежений експлуатаційний ресурс (15-20 годин). У зв'язку із цим сортові МБЛЗ оснащуються спеціальними пристроями, що забезпечують швидку заміну стакан-дозатора без зупинки процесу лиття. Така система розливання уявляється досить перспективною в частині збільшення тривалості експлуатації промковша (і, отже, зниження питомих витрат на вогнетриви). Крім того, вона забезпечує мож-

ливисть корегування швидкості розливання за допомогою використання стаканів-дозаторів різного діаметра.

Беручи до уваги той факт, що сортова заготовка є високоліквідним товаром на світовому ринку, варто очікувати подальшої жорсткості вимог до її конфігурації (мінімізація показника «ромбічність») і до якості поверхні. Це забезпечить подальший прогрес у частині оптимізації конструкції кристалізатора, включаючи застосування гідравлічного приводу хитання й електромагнітного перемішування, а також удосконалення складу захисного покриття на внутрішній поверхні гільзи. Відповідно, на практиці продовжиться процес удосконалення конструкції функціональних вузлів сортових МБЛЗ, що зумовить необхідність реконструкції машин, які перебувають в експлуатації. Імовірно, усе більше поширення для сортових МБЛЗ отримає метод розливання сталі закритим струменем з використанням класичної схеми дозування «стопор-моноблок» – «стакан-дозатор», що забезпечить істотне підвищення якості заготовки. У цілому провідні виробники ізостатичних вогнетривів уже освоїли виробництво необхідних виробів.

Приблизно 2/3 усього обсягу виробленої у світі сталі розливається на *слябових* МБЛЗ. Основними виробниками безперервнолитих слябів є КНР, Японія, США, Німеччина, Корея і Росія. На їхню частку перепадає більше 80% загального обсягу виробництва слябів у світі. При цьому у світі налічується більше 650 слябових МБЛЗ із загальною кількістю струмків понад 900 штук.

На МБЛЗ отримують, головним чином, сляб товщиною 150-300 мм. Максимально відома на сьогодні товщина сляба, становить 400 мм і розливається такий сляб на МБЛЗ вертикального типу. Найбільшу ширину слябів можна отримати на МБЛЗ, що працює на металургійному заводі Anyang Iron & Steel (Китай). При товщині заготовки 150 мм ця машина дозволяє розливати сляб шириною від 1600 до 3250 мм зі швидкістю до 2 м/хв.

Зміна уявлень про сучасні слябові МБЛЗ привела до того, що більшість машин у країнах Європи, Японії й США

піддалися або піддаються серйозній модернізації, а нові МБЛЗ, споруджені за перерахованими вище принципами, мають продуктивність в 1,5-1,8 рази вище, ніж агрегати безперервного розливання сталі, побудовані 15 і більше років тому. Завдяки цьому помітно зростає питома продуктивність машин безперервного лиття заготовок, тому, напевно, не можна чекати істотного приросту кількості слябових МБЛЗ (за винятком КНР). Більше того, розвиток технології безперервного розливання заготовки для плоского прокату все більшою мірою концентрується на отриманні тонкого сляба з його наступною прокаткою без охолодження.

Відмінною рисою *тонкослябових МБЛЗ* є принципово нова конфігурація внутрішньої порожнини кристалізатора, що має так звану «сочевицеподібну форму» (рис. 1.12). При цьому товщина сляба в осевій зоні біля меніска становить, зазвичай, 130-150 мм за товщини сляба на виході із кристалізатора 60-80 мм. Така конфігурація кристалізатора дозволяє не тільки забезпечити підведення металу за допомогою заглибного стакана спеціальної плоскої форми («бобровий хвіст»), але і поліпшити живлення рідкої серцевини заготовки за рахунок обтиснення твердої скоринки в нижніх горизонтах.

Сучасна технологія поєднання безперервного лиття тонких слябів й гарячої прокатки спочатку була створена в країнах Європейського Союзу (ЄС), і потім ця технологія була істотно вдосконалена в ході промислового впровадження. ЛПМ (рис. 1.16) добре вписуються в технологічний ланцюжок як з конвертерами, так і з сучасними дуговими печами. Остання перевага сприяла швидкому поширенню технології розливання на тонкі сляби в рамках створення міні-заводів для випуску плоского прокату. Особливо актуальними є ЛПМ для нових міні-заводів у країнах, що розвиваються. Характерною рисою сучасних ЛПМ є високий рівень автоматизації всіх операцій і етапів розливання й прокатки заготовки.

В останні десятиліття в металургійній практиці велика увага приділяється створенню машин для безперервного *розливання сталі безпосередньо на тонкий лист* (рис. 1.13). Доціль-

ність їхнього створення стимулюється досить високими показниками, що забезпечують їхню конкурентоспроможність з погляду високого рівня енергозбереження, низького рівня капітальних вкладень і високої адаптивності до різних обсягів виробництва сталі (тобто можливістю реалізації в умовах міні- і мікрозаводів). Тим часом створення двовалкових МБЛЗ є складним комплексним завданням, рішення якого вимагає нових конструкційних матеріалів, а також розвитку теоретичних положень у частині забезпечення затвердіння сталі в умовах розливання зі швидкостями 50-100 м/хв. за підвищених вимог до якості поверхні безперервнолитої заготовки (листа).

У грудні 1999 р. на заводі в Крефельді була розлита перша промислова плавка масою 36 т з отриманням листа шириною 1100 мм і товщиною 3 мм. З березня 2000 р. на цьому заводі стійко розливається повний ківш місткістю 90 т. МБЛЗ має наступні характеристики: діаметр валка – 1500 мм, швидкість розливання 60-100 м/хв. (max 150 м/хв.), товщина листа 1,5-4,5 мм, ширина листа 1100 мм, ємність промковша – 16 т, продуктивність 400 тис. т за рік.

Головним об'єктом уваги під час розливання сталі на двовалкових МБЛЗ є якість одержуваної продукції. Це стосується, насамперед, якості поверхні листа й наявності в ньому тріщин.

У цілому розвиток технології й устаткування для безперервного розливання сталі в останні півтора-два десятиліття забезпечив істотний прогрес у цій галузі. Практично для всіх типів МБЛЗ (блумові, сортові, слябові) провідними фірмами-виробниками пропонуються комплексні рішення, що забезпечують високу продуктивність у сполученні з гарантовано високою якістю заготовки. Можна стверджувати, що на межі нового сторіччя у світовій металургійній практиці сформувався нове покоління МБЛЗ, які характеризується високою ефективністю й конкурентоспроможністю. Це, у свою чергу, стимулює модернізацію й реконструкцію діючих МБЛЗ. Процеси ці, очевидно, будуть тривати й у подальшому, що

зумовлюється підвищенням вимог до якості металопродукції, а також розширенням марочного складу сталей.

Найбільш серйозним науковим і технологічним проривом є створення провідними західними фірмами ЛПА для розливання тонких слябів, що забезпечує якість на рівні технології отримання листа із традиційного сляба. Серед найважливіших переваг тонкослябових МБЛЗ можна виділити можливість отримання слябів шириною понад 3000 мм та істотне зменшення витрат енергії й металу в ході наступного прокатного переділу. Немаловажним є й той факт, що ЛПА успішно використовуються в технологічній побудові типу міні-завод.

Контрольні запитання

1. Розкрийте сутність методу безперервного розливання сталі.
2. Назвіть і відобразіть графічно основні види продукції, яка виробляється на МБЛЗ.
3. Перерахуйте основні переваги способу безперервного розливання сталі в порівнянні з розливанням у виливниці.
4. Порівняйте величину виходу придатної сталі під час розливання на МБЛЗ й у виливниці? Поясніть цю різницю.
5. Порівняйте технологічну схему отримання прокату з використанням безперервного розливання й розливання у виливниці.
6. Назвіть основні конструктивні елементи МБЛЗ. Дайте їхню характеристику.
7. Опишіть технологію старту розливання сталі на МБЛЗ.
8. Опишіть технологію закінчення розливання сталі на МБЛЗ.
9. У чому полягає серійне розливання на МБЛЗ?
10. Назвіть основні втрати металу під час розливання на МБЛЗ.
11. Приведіть класифікацію МБЛЗ за типом технологічної осі.

12. Опишіть особливості конструкції, переваги й недоліки МБЛЗ вертикального типу.
13. Назвіть особливості конструкції, переваги й недоліки МБЛЗ радіального типу.
14. Охарактеризуйте особливості конструкції, переваги й недоліки МБЛЗ криволінійного типу.
15. Опишіть особливості конструкції, переваги й недоліки МБЛЗ горизонтального типу.
16. Охарактеризуйте основні технологічні й конструктивні риси сучасного конвертерного цеху.
17. Сутність технологічної схеми побудови конвертерного цеху на базі застосування ЛПМ.
18. Опишіть особливості технології й устаткування, використовуваного під час виплавки сталі в сучасному конвертерному цеху ВАТ «АМК».
19. Назвіть основні переваги міні-заводів порівняно з інтегрованими.
20. Охарактеризуйте схему сучасного металургійного заводу для виробництва довгомірного прокату.
21. Назвіть переваги МБЛЗ, які виробляють блюми невеликого перерізу заготовки (180-240 мм) порівняно з МБЛЗ для виробництва блюмів великого перерізу.
22. Назвіть переваги технології виробництва труб із круглої заготовки порівняно із застосуванням безперервно-литих блюмів.
23. У чому полягають переваги використання безперервного розливання для отримання фасонної балкової заготовки.
24. Назвіть річну продуктивність одного струмка сучасної сортової МБЛЗ.
25. Назвіть відмінну рису кристалізатора тонкослябових МБЛЗ.

2 ТЕХНІКА Й ТЕХНОЛОГІЇ ПІДГОТОВКИ МЕТАЛУ ДЛЯ РОЗЛИВАННЯ НА МБЛЗ

Однією з переваг процесу безперервного розливання сталі є можливість підвищення якості металу за рахунок сукупності цілої низки чинників, до яких, насамперед, необхідно віднести поліпшення показників хімічної однорідності заготовки й зниження забруднення сталі неметалевими включеннями. Безумовно, питання якості безперервнолитої заготовки повинно розглядатися в комплексі із забезпеченням ефективної позапічної обробки сталі в ковші й зміною системи сталеплавильної технології в цілому.

2.1 Загальні вимоги до якості металу, призначеного для розливання на МБЛЗ

У практиці металургійного виробництва останнім часом спостерігається тенденція збільшення *вимог* до хімічного складу сталі й забрудненості її неметалевими включеннями, газами й кольоровими металами. Стосовно до металургійних заводів цю проблему варто розглядати з урахуванням умов виробництва рідкого напівпродукту і його доведення.

Виходячи із сучасних умов розвитку металургії, можна виділити схему виробництва сталі масового сортаменту, а також якісної й високоякісної металопродукції.

Порівняльний аналіз вимог до якості сталі (використані дані стандартів ДСТУ, DIN, ASTM, BS, JIS) у цілому свідчить про те, що *для сталі масового призначення* (низько – й середньовуглецева, низьколегована) допускається досить широкий діапазон коливання марочного вмісту вуглецю (0,07-0,08 %) і марганцю (0,30 %), поріг максимального вмісту сірки (0,040-0,050%) й кольорових металів (0,30 %), а також кисню й неметалевих включень.

Багаторічна практика роботи сталеплавильних цехів показує, що всіх цих вимог повною мірою можна дотриматися без застосування сучасних технологічних прийомів позапічної обробки. Однак, застосування безперервного розливання сталі істотно скорегувало деякі вимоги до якості сталі. На-

самперед, це стосується вмісту сірки. Із практики безперервного розливання сталі добре відомо, що однією з головних причин проривів і тріщин є низьке відношення Mn/S . Прийнято вважати, що це відношення повинно бути, щонайменше, на рівні 25-30. Однак, багато підприємств для МБЛЗ із високими швидкостями лиття це відношення підтримують на рівні 35-40 і більше, що фактично відповідає обмеженню вмісту сірки в сталі нижче 0,02 %.

Також певна специфіка має місце й для регламентування вмісту кисню й оксидних включень у сталі. Основним чинником є технологія розливання металу через стакан-дозатор малого (12-18 мм) діаметра, що може заростати в ході розливання внаслідок осадження на його поверхні оксидів алюмінію. У зв'язку із цим його вміст у металі, що розливається в заготовки малих перерізів, не повинен перевищувати 0,007 %. Тому на практиці часто застосовують дифузійне розкислення на установці «ківш – піч». При цьому вміст активного кисню вдається знизити до 30-40 ppm.

Добре відомі технологічні прийоми, що дозволяють значно знизити кількість неметалевих включень у сталі: за рахунок запобігання вторинного окислення; обробкою кальцієм для зміни морфології включень, що забезпечує більш повне видалення оксидів; шляхом виключення операцій пропалювання киснем каналів дозувальних пристроїв за рахунок застосування високоякісних засипань, а також основних вогнетривких матеріалів.

Отримання оптимального хімічного складу готового металу відповідального призначення в більшості випадків вимагає забезпечення особливо низького вмісту шкідливих домішок:

- кисню (менш 15 ppm, наприклад, для легованих марок сталі з особливо низьким вмістом кисню);
- сірки (зазвичай, нижче 0,010 %, а для деяких марок сталі, наприклад, трубної X60 – нижче 0,003 %);

– газів: водню (для флокеночутливих – нижче 2 *ppm*) і азоту (зазвичай, нижче 70-80 *ppm* для електросталі й 40 *ppm* для конвертерної сталі);

– вуглецю (нижче 0,003 % для марок сталі з ультранизким вмістом вуглецю).

Крім того, до металопродукції відповідального призначення пред'являються високі вимоги щодо макро- й мікронеоднорідності внутрішньої структури готових виробів і заготовок.

2.2 Основні методи доведення (підготовки) сталі в ковші і їхня ефективність

Розроблені на сьогоднішній день численні варіанти техніки й технології позапічної обробки сталі масового сортаменту зводяться до наступного:

- екстракційне рафінування металу шлаковими сумішами;
- компенсація теплових втрат рідкої сталі в ковші й витрат на формування рафінувальних шлаків;
- перемішування для прискорення тепло- й масообмінних процесів у сталерозливному ковші;
- розкислення, легування, науглецювання й обробка різними реагентами, що вводяться в метал.

Основним напрямком розвитку позапічної обробки є застосування комплексних технологічних агрегатів, що дозволяють чергувати й сполучати різноманітні технологічні прийоми без витрат на поопераційне переміщення сталерозливного ковша. Найбільш універсальним агрегатом такого типу, що під час виробництва сталі масового сортаменту реалізує в єдиному циклі всі необхідні технологічні операції, є установка «ківш – піч».

Не вдаючись у розгляд особливостей конкретних технологічних схем, які визначаються сортаментом сталі, типом сталеплавильного агрегату, умовами розливання та ін., можна виділити три основні моменти, які зумовлюють підхід до виробництва металу масового сортаменту на етапі ковшової обробки:

- досягнення стабільної якості рідкої сталі, рівень якої часто визначається технологічними вимогами;
- забезпечення технологічності роботи МБЛЗ, включаючи швидкість розливання, серійність, а також якість поверхні й внутрішньої структури безперервнолитого злитка;
- оптимізація технології подальшої термомеханічної обробки заготовки для отримання заданих властивостей виробів за мінімізації матеріальних, енергетичних і часових витрат для технологічного схеми в цілому.

Спеціалізація заводу на *виробництві тієї або іншої групи марок* сталі відповідального призначення поряд із забезпеченням технологічних вимог висуває на передній план завдання досягнення необхідного рівня споживчих властивостей металопродукції, які забезпечують, у першу чергу, високим ступенем рафінування металу в ковші. Так, на підприємствах, що виплавляють леговані й спеціальні марки сталі (шарикопідшипникову, трубну, для автолиста й жерсті, виробництва металокорду, залізничних коліс і т.п.), рівень кондицій рідкого металу в ковші в багатьох випадках визначається, насамперед, вимогами до службових властивостей виробів. Отже, такі підприємства, поряд з агрегатом «ківш – піч», мають у своєму складі установку для вакуумування металу.

Уміст кисню й неметалевих включень у сталі. Відомо, що на якість поверхні й внутрішньої структури злитка і, як наслідок, готової продукції, істотно впливає кількість кисню, розчиненого в рідкій сталі. Якщо до моменту початку кристалізації сталі вміст кисню перевищує максимальну його розчинність у твердому металі, надлишкова кількість кисню може виділятися з пересиченого розчину у вигляді газоподібного оксиду вуглецю й неметалевих включень. Завдання процесу розкислення полягає в отриманні в готовій сталі можливо меншої кількості неметалевих включень і надання їм сприятливої форми й властивостей.

Основна кількість ендогенних включень являє собою продукти взаємодії кисню, сірки, фосфору, вуглецю й азоту з іншими компонентами розплаву.

Неметалеві включення залежно від моменту їхнього утворення поділяють на: первинні, які утворюються безпосередньо після введення феросплавів; вторинні, що зароджуються під час охолодження рідкого металу до температури кристалізації; третинні, що виникають у процесі кристалізації сталі, і четвертинні, які виділяються під час наступного охолодження затверділої сталі до кімнатної температури.

Є експериментальні докази того, що серед ендегенних включень найбільш великими зазвичай є первинні й вторинні включення. Інші типи включень мають малі розміри й розподілені в металі більш рівномірно.

Осаджувальне розкислення сталі полягає в тому, що основну кількість розчиненого в ній кисню переводять у нерозчинні оксиди елементів-розкислювачів. Останні різними способами вводять безпосередньо в рідкий метал. Цей спосіб розкислення широко розповсюджений головним чином завдяки простоті його реалізації. Основним його недоліком є те, що потрібен значний час і організація спеціального режиму перемішування металу для видалення неметалевих включень, що утворилися.

Загальновизнано, що процес осаджувального розкислення сталі проходить через наступні етапи: плавлення й розчинення розкислювачів у металі; акт хімічної взаємодії кисню, розчиненого в металі, з введеними в нього розкислювачами; утворення продуктів розкислення – зародків нової фази в об'ємі рідкого металу; ріст зародків продуктів розкислення, що утворилися (їхня коалесценція й коагуляція); видалення за рахунок спливання й перехід включень із металу в шлакову фазу.

Для отримання сталі високої чистоти при осаджувальному розкисленні необхідно забезпечити достатню повноту видалення неметалевих включень із металу й асиміляцію їх шлаками. Відомо, що сильно на швидкість спливання неметалевих включень у сталі впливає розмір часток. Разом з тим, практика позапічної обробки показала, що, незважаючи на відносно малий розмір продуктів розкислення, наприклад, алюмінію, його оксиди досить швидко залишають рідкий метал.

Видалення продуктів розкислення під час введення в метал сплавів з кремнієм відбувається вкрай повільно. У цих випадках зниження сумарної концентрації кисню в сталі порівняно невелике й сильно залежить від тривалості витримки металу в ковші. Силікатні включення, навіть якщо вони мають великі розміри, погано видаляються з розплаву, тому для виробництва сталі високої чистоти необхідно прагнути до того, щоб їхнє утворення в розплаві не мало значного розвитку. Для цього до моменту введення кремнію необхідно мати низький вміст кисню в сталі.

Додаючи кремній і алюміній у сталь, рекомендується спочатку вводити в достатній кількості алюміній, щоб зв'язати й видалити більшу частину кисню й тільки потім присаджувати кремній. У результаті високої швидкості видалення включень глинозему їхній вміст у сталі після розкислення не залежить від вихідної концентрації кисню, а якщо вона велика, то це сприяє утворенню великих включень, які видаляються особливо швидко. У протилежному випадку, залежно від вихідної кількості кисню, утворюються більш – менш грубі алюмосилікати, які повільніше видаляються з рідкої сталі.

Результати промислових експериментів показують, що під час розкислення сталі алюмінієм у ковші вміст кисню до кінця випуску плавки в результаті швидкого спливання глиноземистих включень становить 15 % від початкового. Процес видалення ж силікатних включень більш тривалий і під час розкислення сталі кремнієм відбувається зниження вихідного вмісту кисню в кращому випадку на 50 % і, зазвичай, забезпечується більш висока його залишкова концентрація.

У випадку *дифузійного розкислення* метал витримують під рідкорухомим розкисленим шлаком. При цьому в міру наближення системи до стану термодинамічної рівноваги концентрація кисню в сталі зменшується, наближаючись до рівноважної зі шлаками. Цей процес протікає за рахунок дифузії кисню з металу до шлаку.

Розкислювальна здатність шлаків стосовно металу визначається наступними основними чинниками: активністю

оксидів заліза шлаку; хімічним складом шлаків; температурою, що визначає величину коефіцієнта розподілу кисню між шлаками і металом; фактичним вмістом кисню в сталі.

Величина активності оксидів заліза шлаку за незмінної їх концентрації може змінюватися в широких межах залежно від вмісту в шлаку основних і кислотних оксидів. За підвищеної температури величина коефіцієнта розподілу кисню між шлаком і металом зменшується. Тому підвищення температури приводить за інших однакових умов до зростання окислювальної здатності шлаків.

У загальному випадку процес дифузійного рафінування металу складається з наступних етапів: масоперенесення домішки усередині розплаву металу; адсорбційно-кінетичної ланки, що має місце на поверхні контакту металу й фази, що витягає; масоперенесення домішки, що витягається, у шлаку.

Зменшуючи концентрацію оксиду заліза в шлаку можна досягти досить низької рівноважної концентрації розчиненого в сталі кисню. Розрахунки показують, що за температури системи 1560°C рафінувальні шлаки складу $\text{CaO} - \text{Al}_2\text{O}_3 - \text{CaF}_2$ з вмістом оксиду заліза менш 1,5 % забезпечують рівноважний вміст кисню в металі нижче 0,0020%.

Перевага дифузійного розкислення перед осаджувальним полягає в тому, що продукти розкислення не забруднюють метал. Однак реалізація такого способу вимагає додаткової витрати шлакоутворювальних матеріалів, енергії й приводить до істотного збільшення тривалості рафінування сталі.

Видалення сірки. Рафінувальні шлаки з низьким окисним потенціалом на основі $\text{CaO} - \text{Al}_2\text{O}_3 - \text{CaF}_2$ застосовується також для паралельного проведення процесу глибокої десульфурації металу в ході позапічної обробки. Відомо, що протіканню реакцій десульфурації шлаковими сумішами сприяють: підвищення температури розплаву, що прискорює асиміляцію вапна шлаковим розплавом і забезпечує необхідну в'язкість і рідкоплинність останнього; збільшення основності шлаків; зниження до мінімального рівня активності ро-

зчиненого в металі кисню й вмісту оксидів заліза в шлаку, який контактує з металом.

Застосовуваний для рафінування металів шлак являє собою сплав оксидів системи $CaO - Al_2O_3 - SiO_2 - MgO - CaF_2$. У якості загальних рекомендацій можна запропонувати підтримувати наступний склад шлаків, %: CaO 50-60; MgO 6,0-8,0; Al_2O_3 15,0-25,0; SiO_2 5,0-25,0; $FeO + MnO \leq 0,5-1,0$.

Для отримання за температури 1550-1600 °C рідкорухомих шлаків сума компонентів, що збільшують його густину, $CaO + MgO + MnO + Cr_2O_3$ повинна бути менш 65 %. Зазвичай, у рафінувальних шлаках ця величина перевищує зазначену межу, тому передбачається присадка плавикового шпату в кількості 7-15 % від маси вапна, що вводиться.

Уміст MgO в шлаку потрібно підтримувати в межах 6-8 %, тому що зниження його вмісту позначається на посиленні ерозії футерівки шлакового пояса, а збільшення – різко знижує рідкоплинність шлаків.

Уміст газів у сталі. Загальноприйнято, що якщо у високоміцній сталі концентрація водню перевищує 2 ppm, то у виробі або заготовках може відбуватися вповільнене утворення тріщин і навіть руйнування від залишкових напруг після загартування. Мимовільне руйнування без зовнішнього навантаження (флокени) може проявлятися в литій сталі, а частіше – у прокаті або поковках. Установлено, що забезпечення безпечного рівня вмісту водню в сталі (менш 2 ppm) досить швидко досягається в ході вакуумування розплаву і дозволяє скоротити або навіть усунути дорогу протифлокенову обробку.

Зниження концентрації азоту в сталі в ході позапічної обробки також досягається вакуумуванням. При цьому необхідно зазначити, що сучасна вакуумна технологія – малоефективна під час обробки сталі з вмістом азоту нижче 0,0050 % і практично неефективна в умовах масового виробництва за необхідності зниження азоту нижче 0,0030 %.

Вакуумне зневуглецювання. Останнім часом на ринку металу зростає попит на марки сталі з вмістом вуглецю менш 0,0030 %.

Як показує практика роботи низки металургійних підприємств, отримання сталі з ультранизьким вмістом вуглецю шляхом звичайного вакуумування часто неможливо через нестабільний уміст кисню в низьковуглецевому напівпродукті. Тому для отримання гарантованої якості сталі з низьким і ультранизьким вмістом вуглецю застосовують вакуумну обробку, а нестачу власного кисню, розчиненого в сталі, компенсують за рахунок уведення його в розплав через фурму з водяним охолодженням.

Неметалеві включення в сталі. Відомо, що якість сталі значною мірою залежить від умісту, форми, розміру й розподілу в ній неметалевих включень. Упровадження в сталеплавильну практику ефективних технологічних прийомів десульфурзації забезпечує отримання сталі із вмістом сірки на рівні 0,003 %, що в значній мірі знижує негативний вплив сульфідних неметалевих включень на властивості металу. Разом з тим, як наслідок глибокої десульфурзації, істотно підвищується вплив кисню, що зв'язаний в оксидні і оксисульфідні неметалеві включення, на якісні показники металу.

Досить часто експлуатаційні властивості сталі визначаються ступенем розходження фізичних властивостей неметалевих включень (твердість, міцність, коефіцієнт термічного розширення) з металевою матрицею. Істотне значення має й те, що сталь являє собою гетерогенний матеріал, компоненти якого у формі оксидів, сульфідів, нітридів і т.п. входять до складу складних, а часто й багатофазних неметалевих включень.

Неметалеві включення за деформівністю поділяють на три класи: недеформівні глобулі (наприклад, SiO_2); недеформівні оксиди, що подрібнюються в стрічки (корунд Al_2O_3), алюмінати кальцію $CaO - Al_2O_3$, шпінелі $MnO - Al_2O_3$; пластичні сульфідні й силікати.

Силікати ($SiO_2 \times CaO$, $SiO_2 \times FeO$, $SiO_2 \times MnO$) за низьких температур крихкі, за високих – пластичні. Температура їх-

нього розм'якшення залежить від складу: знижується із зростанням умісту в них марганцю й зростає – зі збільшенням концентрації заліза або кальцію. Інтервал температур, у якому змінюється їх деформівність, відповідає області температур гарячої прокатки. Тому від незначних, на перший погляд, особливостей ведення плавки й розкислення залежить, чи будуть деформуватися силікати під час прокатки цієї плавки чи ні.

Найнебезпечнішими з погляду руйнування металу є тверді й гострокутні включення зерен корунду. Небезпечні також великі включення: стрічки алюмінатів і алюмосилікати розміром від 100 до 300 мкм. Від виникнення стрічок алюмінатів можна захиститися вакуумним розкисленням або заміною розкислювача.

В останні роки в металургії все частіше застосовують різні мікролегуючі елементи і їхні комбінації – у тому числі лужноземельні (кальцій, барій, стронцій), рідкоземельні (ітрії, неодим, празеодим) і низку нітридоутворюючих елементів (ванадій, титан, цирконій і ін.). Ці елементи застосовуються з метою зниження розчинності шкідливих домішок (кисню, сірки, азоту й т.д.) у готовій сталі, а також удосконалення природи неметалевих включень.

У наш час для розкислення сталі найбільш широко використовують алюміній. За високих залишкових концентрацій алюмінію хімічний склад оксидних включень у сталі наближається до чистого глинозему, що часто є небажаним як з погляду технологічних, так і споживчих властивостей металу. Тому під час позапічної обробки, зазвичай, проводять технологічні заходи, спрямовані на зміну природи неметалевих включень.

Модифікування неметалевих включень у розкисленій алюмінієм сталі здійснюється кальцієвою обробкою розплаву. Кальцій розчиняється в оброблюваному металі і, маючи високу хімічну активність стосовно кисню, частково заміщає алюміній у складі оксидних включень. За досить високої концентрації розчиненого кальцію оксидні неметалеві включення в сталі представлені, головним чином, алюмінатами кальцію різного складу.

Вважається оптимальним, якщо в результаті модифікування оксидні неметалеві включення в сталі представлені багатими оксидом кальцію алюмінатами складу $\text{CaO} \times 2\text{Al}_2\text{O}_3$ та $\text{CaO} \times \text{Al}_2\text{O}_3$ або фазами з більш високим вмістом оксиду кальцію. Температура плавлення цих сполук нижче температури позапічної обробки сталі й розливання, тому в розплаві алюмінати кальцію зазначеного складу перебувають у рідкому стані й мають форму близьку до глобулярної. У затверділій сталі сприятлива форма неметалевих включень зберігається. Крім того, під час гарячої пластичної деформації металу включення такого складу в мінімальному ступені схильні до зміни форми і розмірів, що позитивно впливає на механічні й експлуатаційні показники.

Досить перспективним для зниження кількості оксидів у сталі є її вакуумування в нерозкисленому стані, щоб використовувати реакцію окислення вуглецю для зниження вмісту водню, азоту й кисню. Широко відомо, що сталь, розкислена вуглецем під вакуумом, менше забруднена оксидними включеннями чим сталь, що до вакуумної обробки була розкислена кремнієм. У цій же сталі менше виражені мікро- й макролікваційні процеси.

Дійсно, меншому забрудненню сталі оксидними включеннями під час її розкислення вуглецем під вакуумом, сприяє те, що видалення кисню за рахунок взаємодії з вуглецем дозволяє уникнути утворення деякої кількості включень за наступного розкислення феросплавами. Тому введення кремнію у сталь після вакуумвуглецевого розкислення практично не супроводжується утворенням первинних ендогенних включень. Такий спосіб обробки дозволяє отримувати сталь, вільну від великих оксидних включень і їхніх локальних скупчень.

Сталь, розкислена вуглецем під вакуумом, має більш високі механічні властивості при їхньому меншому розкиді на поздовжніх і поперечних зразках. Установлено також, що в сталі, розкисленій вуглецем під вакуумом, сульфідни мають сприятливу будову.

Таким чином, розвиток технології розливання сталі на МБЛЗ зумовив підвищення вимог до якості сталі. Процеси рафінування сталі в ковші, розроблені за останні десятиліття, доповнили сталеплавильне виробництво новими можливостями й розширили діапазон марочного складу сталі, який можна отримувати в умовах сучасних сталеплавильних цехів. Зазвичай, найкращі результати досягають у випадку застосування агрегатів для комплексної позапічної обробки сталі типу «ківш – піч», у яких, крім процесів рафінування сталі, забезпечується її доведення за хімічним складом і температурою.

2.3 Універсальний агрегат «ківш – піч»

Прийнято вважати, що під час доведення сталі в ковші виконуються технологічні операції розкислення сталі, корекції й усереднення її температури й хімічного складу, а також рафінування й модифікування. Однак, організовуючи енергоощадний цикл виробництва сталі на металургійних заводах, найважливішим завданням також є сполучення дискретного циклу виплавки сталі в сталеплавильних агрегатах із квазібезперервним процесом її розливання на МБЛЗ в умовах зменшення запасу ентальпії в металі внаслідок втрат тепла під час транспортування й обробки в ковші.

Компенсація теплових втрат металу може бути здійснена тільки за рахунок його підігріву в ковші. На практиці операція підігріву металу в ковші здійснюється за рахунок екзотермічних електрофізичних процесів дугового розряду. У трифазних установках «ківш – піч», що працюють на змінному струмі промислової частоти, електричні дуги горять між трьома вертикально розташованими графітованими електродами й розплавом, що виконує роль нульової точки електричного з'єднання трьох дуг в «зірку».

Протягом останніх двох десятиліть агрегати «ківш – піч» безупинно вдосконалювалися як у технологічному, так і в конструкційному плані. Це дозволило досягти досить високих показників як у частині якості сталі, так і в частині енерго- й ресурсозбереження в технологічній схемі її виплавки й розли-

вання. Більше того, на практиці переконливо доведена висока конкурентоспроможність агрегатів «ківш – піч» практично для всього діапазону місткості сталерозливних ковшів: від 12-15 т до 350-360 т.

Крім того, до складу агрегату «ківш – піч» входять засоби для перемішування металу інертним газом, система подавання феросплавів і матеріалів для рафінування сталі в ковші. У цей час безперервне введення різних речовин (вуглецю, розкислювачів, модифікаторів) здійснюють із застосуванням порошкового дроту, що має у своєму перерізі коло або прямокутник, сталева оболонка якого зазвичай завальцьована. Такий дріт великої довжини постачається в катушках на металевій або дерев'яній рамі. Введення порошкового дроту в розплав здійснюється по напрямній трубі за допомогою спеціального трайбапарату, що складається із пристроїв для подавання й розмотування (рис. 2.1).

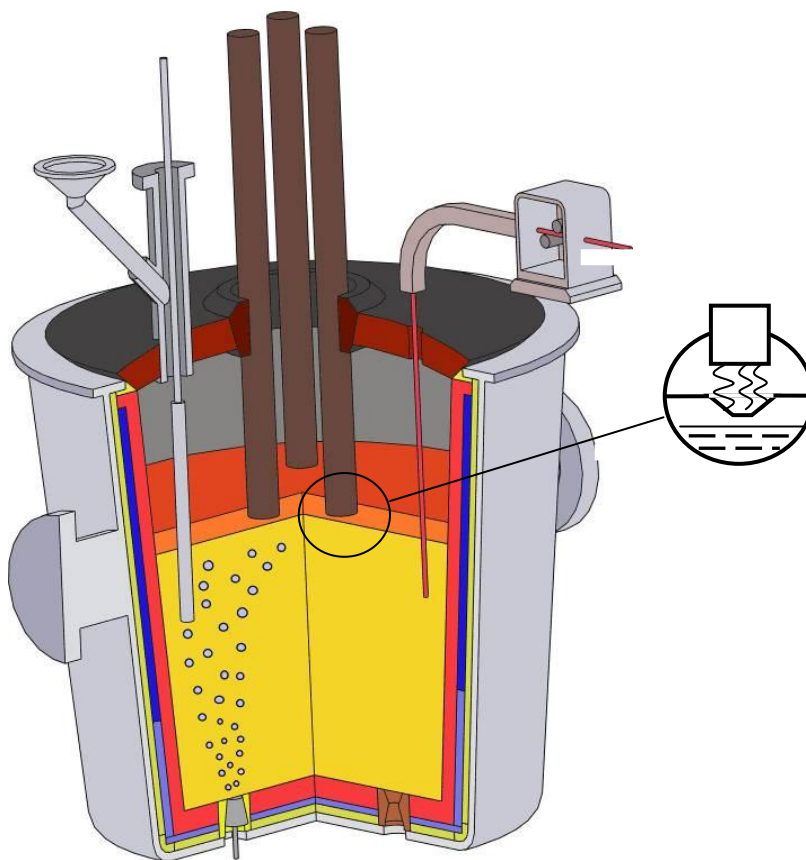


Рисунок 2.1 – Загальна схема установки «ківш – піч»

Сучасна установка дугового нагрівання сталі в ковші (рис. 2.2) має сталу архітектуру й конструкцію, подібну ДСП й містить наступні основні елементи:

- пічний трансформатор, потужність якого забезпечує нагрівання сталі в ковші зі швидкістю 3–6 °С/хв.;
- коротку мережу;
- колони електродотримачів із приводами переміщення електродів;
- електродотримачі різного виконання: із трубошинами або струмопровідні – можуть застосовуватися як індивідуально керовані, так і спарені (електроди нерухомі один щодо іншого), взаємне розташування струмопровідних елементів електродотримачів виконується тріангульованим або компланарним з петлею симетрії;
- склепіння, яке охолоджується водою, має отвори для електродів, газовідсосу й технологічні, що приводить до необхідності збільшувати його поверхню за рахунок зміни форми. Найбільше поширення одержала куполоподібна форма склепіння.

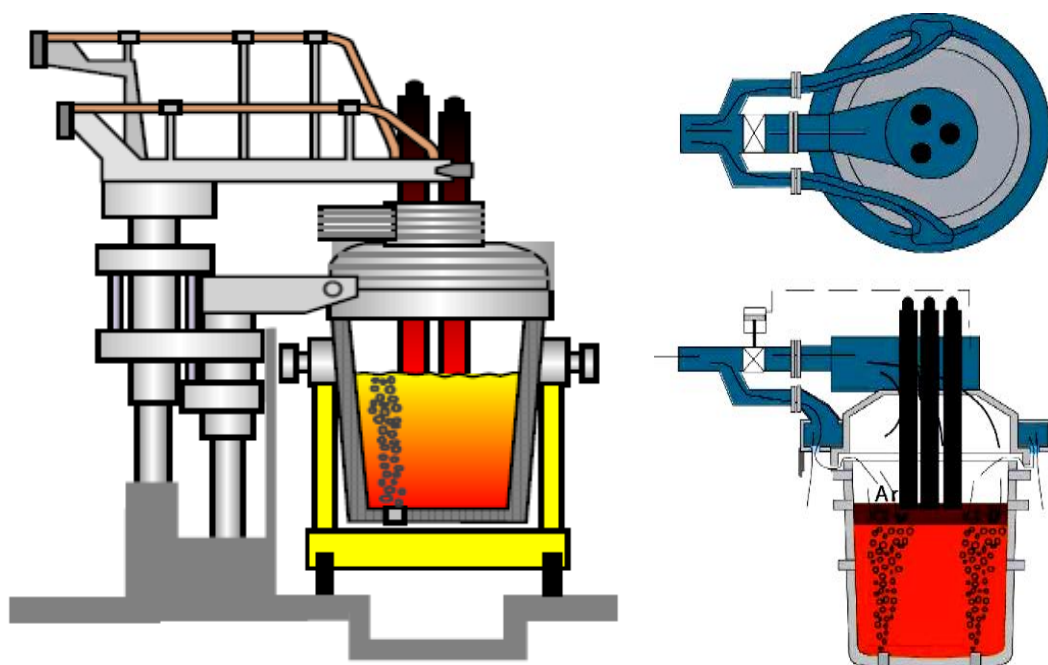


Рисунок 2.2 – Схема дугового нагріву установки
«ківш – піч»

Вакуумування сталі (якщо воно передбачено технологічним процесом) здійснюється на окремій установці. Зазвичай, це вакууматор камерного типу. При цьому насиченість процесу вакуумування різними технологічними операціями зумовлює додаткові втрати тепла сталлю в процесі обробки.

У світі накопичено великий практичний досвід експлуатації агрегатів «ківш – піч», що дозволило розроблювачам оптимізувати їх основні конструктивні й технологічні параметри. У наш час агрегатами типу «ківш – піч» оснащено понад чотириста електросталеплавильних цехів міні – заводів і більше ста конвертерних цехів заводів з повним циклом.

2.4 Регулювання температури рідкої сталі в ковші

На сучасному етапі розвитку металургійного виробництва високий рівень якості металопродукції в значній мірі забезпечується сполученням різних технологічних прийомів позапічного рафінування рідкого металу, що неминуче приводить до збільшення тривалості перебування розплаву в ковші. Ковшові процеси глибокого рафінування металу на всіх етапах супроводжуються істотним зниженням температури розплаву. Орієнтовні показники зниження температури в сталерозливних ковшах місткістю 100-150 т становлять:

- у позиції очікування й під час перестановок ковша 0,5-0,6 °C/хв. без захисту дзеркала розплаву і 0,2-0,3 °C/хв. із захистом різними засобами, наприклад, кришкою;
- під час усереднення металу шляхом продувки інертним газом 1,1-1,4 °C/хв.;
- 60-80 °C за цикл ковшового вакуумування;
- 30-40 °C у процесі десульфурації, що включає формування шлаків і перемішування розплаву газом;
- 10-15 °C під час введення феросплавів з наступним усередненням хімічного складу й температури сталі в ковші (залежно від виду й кількості домішок).

Як показує практика роботи низки металургійних підприємств, загальне зниження температури в ході позапічної

обробки сталі масового сортаменту становить 50-60 °С і більше, під час виробництва спеціальних марок сталі з технологією однократного або подвійного вакуумування від 150 °С до 250-300 °С відповідно.

У цілому величина втрат тепла під час позапічної обробки сталі в ковші залежить від низки виробничих чинників і коливається від плавки до плавки. До найбільш значимих параметрів, які впливають на величину тепловтрат, варто віднести: температуру й тривалість випуску плавки; стан (ступінь ізоляції й зношення робочого шару, теплопровідність матеріалів та ін.) і температуру вогнетривкої футерівки сталерозливного ковша; кількість і вид матеріалів, що вводяться в ківш; тривалість і інтенсивність продування інертним газом; тривалість операцій введення й розчинення легувальних, формування шлаків, десульфурзації, перебування металу в ковші (з урахуванням часу «очікування» розливання), відбору проб і їхнього аналізу.

Разом з тим, навіть в умовах жорсткої мінімізації втрат тепла, для забезпечення необхідних параметрів розливання сталі температура випуску повинна бути підвищена до 1700-1750 °С і більше, що неминуче призводить до додаткових втрат заліза шихти і електроенергії. Більше того, для проведення наступного тривалого комплексного рафінування сталі однократний перегрів перед випуском, зазвичай, не в змозі забезпечити:

- чистоту напівпродукту, що випускається з печі, у зв'язку з істотним збільшенням розчинності газів під час перегріву розплаву;
- точність і стабільність отримання заданої температури сталі відповідно до вимог розливання;
- високу економічну ефективність через збільшення втрат енергії, пов'язаних зі значним перегрівом металу, істотне зниження стійкості пічних і ковшових вогнетривів і подовження плавки.

Проте, у силу ряду технологічних міркувань спосіб попереднього перегріву металу в плавильному агрегаті визна-

ний доцільним у таких металургійних країнах як Японія, Китай, Росія й Україна.

Незважаючи на те, що технологічні параметри отримання заданої температури металу на випуску з конвертера розраховують із високою точністю, виникають ситуації, коли температура в сталерозливному ковші знижується до рівня, за якого розлити метал на МБЛЗ вкрай важко. У цьому випадку для виправлення «холодних» плавов застосовують способи хімічного підігріву сталі в ковші.

Відомо, що *хімічний підігрів сталі* в ковші ґрунтується на введенні в розплав додаткової кількості алюмінію з подальшим окисненням його газоподібним киснем в об'ємі металу. Реакція окиснення розчиненого алюмінію супроводжується виділенням значної кількості теплової енергії, що практично повністю засвоюється розплавом. Після проведення процесу метал піддають очисному продуванню інертним газом протягом 15-20 хв. для видалення продуктів реакції.

Різні технологічні варіанти реалізації технології хімічного підігріву відрізняються способом введення алюмінію й кисню. Так процес *IR– UT*, розроблений компанією «*Sumitomo Metal Ind*», включає введення порошкоподібних матеріалів у метал під спеціальним дзвоном, перемішування інертним газом і подавання кисню на поверхню сталі; процес *CAS – OB* так само ґрунтується на застосуванні для введення домішок заглибного дзвона, яким накривають так звану «аргонну пляму».

Розроблені в СНД технологічні варіанти, основані на введенні в метал первинного алюмінію у вигляді катанки (за допомогою трайбапарату), вторинного алюмінію у вигляді зливків або монолітного блоку на хибному стопорі із продуванням киснем через заглибну фурму.

Максимальне засвоєння алюмінію (70-75 %) і мінімальні втрати тепла, безумовно, забезпечує введення алюмінію трайбапаратом, хоча домішка вторинного алюмінію у вигляді кусків і зливків є найбільш простим і поширеним способом. В останньому випадку засвоєння алюмінію за одночасного продування нейтральним газом становить не більше 35-40%.

Значну економію алюмінію забезпечує його введення у вигляді блоку, закріпленого на продувній фурмі. За даними Дніпровського металургійного комбінату використання такого роду блоків дозволяє значно знизити витрати алюмінію й досягти величини середнього коефіцієнта засвоєння на рівні 55 %.

Приблизна витрата матеріалів для нагрівання сталі на 60 °С становить:

- витрата алюмінію 2,5-2,6 кг/т сталі (за даними *Новолипецького металургійного комбінату* 1 кг алюмінію на 1 тону сталі забезпечує підігрів на 23-25 °С);
- витрата кисню 1,0 м³/т;
- додаткова витрата вогнетривів 0,1-0,2 кг/т сталі.

Так упровадження технології хімічного підігріву сталі в конвертерному цеху металургійного комбінату ім. Ілліча дозволило зменшити повернення плавок із МБЛЗ на розливання зверху з 2,10% до 0,04 %, кількість не повністю розлитих ковшів з 3,20% до 1,34 %, а також скоротити технологічні простої й збільшити серійність плавок на МБЛЗ у 2 рази.

Разом з тим сучасна ідеологія компенсації теплових втрат у ході ковшової обробки ґрунтується на забезпеченні порціонного дозованого підведення тепла до розплаву в ковші з метою забезпечення мінімального перегріву на всіх стадіях позапічної обробки від випуску до транспортування готової сталі на розливання.

Реалізація такого підходу досягається шляхом застосування потужного високотемпературного джерела локального нагрівання, що забезпечує безперервну компенсацію теплових втрат. При цьому, з одного боку, тепла енергія концентрується в зоні шлаку для підтримання його необхідних фізичних властивостей і плавлення високотемпературних компонентів шлакової суміші, а з іншого, у сполученні із пневматичним перемішуванням у процесі нагрівання відбувається усереднення температури в усьому об'ємі.

Як відомо, можливість введення великої кількості теплової енергії в сполученні із простотою регулювання підведеної потужності є незаперечною перевагою дугового нагрі-

вання, тому нагрівання сталі в ковші виконують за допомогою електричної дуги змінного трифазного струму. Очевидно, що застосування електричної дуги постійного струму в цьому випадку є досить суперечливим.

Взаємодію струму дуги з оточуючим її магнітним полем не можна розглядати ізольовано від шлаків на поверхні металу, тому що глибина занурення дуги у ванну за інших рівних умов, насамперед, залежить від товщини шару рідкорухомого шлаку і його щільності. Тому ідея ковшового електричного нагрівання полягає у застосуванні коротких сильнострумівих дуг, які горять у глибоких лунках і передають тепловий потік металу й шлаку біля електродів. При цьому нагрів металу відбувається також за рахунок теплопровідності й електродинамічної конвекції, а вільне випромінювання на футерівку зводиться до мінімуму. Очевидно, що величина глибини занурення електричної дуги в рідкі шлаки істотно впливає на ступінь засвоєння теплової енергії розплавом.

Результати оцінювання глибини лунки для різної величини сили струму дуги представлені на рисунку 2.3.

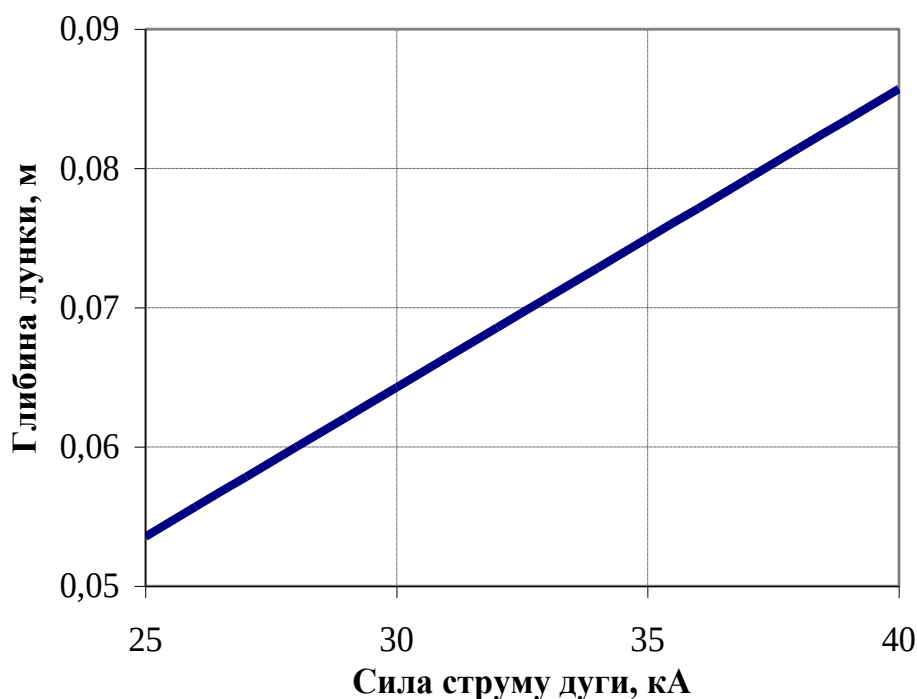


Рисунок 2.3 – Зміна глибини шлакової лунки електричної дуги від сили струму

Щоб уникнути шунтування електричної дуги й розчинення вуглецю графітованих електродів під час нагрівання, довжина дуги повинна трохи перевищувати глибину лунки. З іншого боку, для зменшення втрат тепла випромінюванням і витрат шлакоутворювальних матеріалів, довжина дуги повинна бути обмежена величиною товщини шару шлаків. Виконання цих умов повинно забезпечуватися регулюванням електричних параметрів дугового розряду й ефективним веденням технологічного процесу. Таким чином, ефективна робота установки дугового нагрівання можлива за суворої відповідності низки параметрів, у т.ч.:

- величини падіння напруги дугового розряду (напруги дуги), що визначає її довжину;
- сили струму дуги, що впливає на глибину шлакової лунки;
- шлакового режиму, що забезпечує стійке нагрівання металу.

У сприятливих умовах, за великої сили струму й високого ступеня екранування шлаками дуговий проміжок увесь час іонізований настільки, що його електропровідність практично постійна протягом напівперіоду. Зрозуміло, що товщина шару шлаку безпосередньо впливає на умови горіння дуги, електричний режим і виділену потужність. Так, встановлено, що для плавки масою 100-150 т величина шару шлаку 100-120 мм забезпечує спокійне й стійке горіння електричної дуги. При цьому вона в меншому ступені «видувається» убік футерівки ковша й забезпечує зношування торця графітованого електрода в горизонтальній площині. У випадку надмірної товщини шлаків швидкість нагрівання металу в сталерозливному ковші істотно знижується, тому що теплопровідність шлаків на порядок нижче, ніж теплопровідність сталі.

Якщо ж товщина шлаків недостатня, то останній «роздувається» дугою. У таких умовах дуга горить менш стійко, що, очевидно, пов'язано з оголенням дзеркала рідкої сталі й підвищенням концентрації пари заліза в розрядному проміжку.

Горіння дуг у період формування шлаків протікає в несприятливих умовах, зумовлених неспокійним горінням дуги й частими її обривами на час, необхідний для відновлення дугового розряду. У паузах стовп дуги різко прохолоджується, віддаючи значну кількість енергії оточуючим його твердим шлакоутворювальним матеріалам, і втрачає електропровідність.

Величина потужності електричної дуги повинна забезпечити проведення (у заданих графіком позапічної обробки тимчасових рамках) наступних технологічних операцій:

- компенсацію теплових втрат металу в ковші на всіх стадіях позапічної обробки;
- формування рафінувальних шлаків;
- корегування температури рідкої сталі перед розливанням.

Беручи до уваги вищевказані обмеження, для заданої величини потужності дуги можна оцінити її силу струму й напругу.

На практиці значення електротехнічних показників установок «ківш – піч» є усталеними величинами. Сформоване конструктивне оформлення, застосування нових технологій і якісне виготовлення короткої мережі електропічної установки дозволяють мати значення електричного ККД на рівні $\eta_e = 0,90$ і вище.

Величина *коефіцієнта потужності* характеризується компромісним рішенням проблеми нагрівання. Тому що, з одного боку, підвищення λ (за рахунок зниження сили струму й збільшення напруги за однакової повної потужності пічного трансформатора) приводить до зменшення глибини лунки й зростання довжини дуги, що скорочує частку корисно використовуваної теплової енергії, з іншого, – зниження λ викликає зменшення активної потужності електричної дуги з одночасним підвищенням її ККД. Прийнято вважати, що оптимальне значення коефіцієнта потужності λ для установок «ківш – піч» не перевищує 0,70.

Величина потужності пічного трансформатора є основним енерготехнологічним параметром установки дугового нагрівання й впливає на ефективність її роботи. Зокрема, величина потужності пічного трансформатора безпосередньо впливає на швидкість нагрівання сталі в ковші й тривалість циклу обробки, умови роботи футерівки ковша й витрати вогнетривів, а також якість проведення технологічного процесу.

Зазвичай потужність пічного трансформатора обмежується інтенсивністю нагрівання металу, що зумовлює зношення вогнетривів ковша. Зайво висока величина підведеної потужності приводить до збільшення інтенсивності зношення футерівки ковша в шлаковій зоні й у «гарячих точках».

Фактична інтенсивність зношення вогнетривів являє собою складну функцію й визначається наступними чинниками:

- параметрами електричної дуги;
- типом і якістю вогнетривкового матеріалу;
- температурою металу й шлаків;
- профілем розподілу температури у вогнетривкій футерівці ковша;
- хімічним складом металу й шлаку;
- товщиною шару шлаку;
- типом перемішування розплаву в ковші і його потужністю;
- геометричними параметрами робочого простору установки «ківш – піч».

Оцінюючи встановлену потужність пічного трансформатора, застосовують відпрацьовані практикою емпіричні співвідношення. При цьому величина потужності, з одного боку, повинна забезпечити необхідний ритм роботи (зокрема, швидкість нагрівання), з іншого боку – мінімізувати зношення вогнетривів. Разом з тим, як показує практика роботи низки підприємств, в умовах високої ціни металопродукції й пріоритету споживчих властивостей металу завдання економії вогнетривів може бути відсунуте на другий план.

Відношення активної потужності трансформатора до площі ванни розплаву в ковші прийнято вважати одним з осно-

вних інтегральних критеріїв. Практикою встановлено, що величина зношення вогнетривів стін ковша перебуває в припустимих межах за величини питомої активної потужності, яка не перевищує $2,0\text{-}2,5 \text{ МВт/м}^2$ площі дзеркала ванни.

Рівномірність теплового навантаження. Електроди розташовуються у вершинах рівностороннього трикутника, який характеризується діаметром розпаду D_p , тому теплове навантаження на поверхню, яка його сприймає, залежить від розташування щодо неї електричних дуг. Відомо, що рівномірність теплового навантаження металу, шлаків і футерівки стін ковша може бути забезпечена за дотримання наступного співвідношення $(D_p / D_k) < 0,3$ (D_k – діаметр дзеркала металу в ковші). D_p є конструктивним параметром, який мінімізують на стадії проектування.

2.5 Перемішування розплаву в ковші

Перемішування розплаву в ковші є обов'язковою операцією позапічної обробки. Відомо, що в сполученні з перемішуванням швидкість рафінування металу різними технологічними засобами істотно зростає, стає можливим реалізація ефективного дугового нагрівання і вакуумної обробки розкисленої сталі. Більше того, шляхом перемішування досягають необхідного для умов розливання ступіня однорідності температури й хімічного складу сталі, які значною мірою визначають техніко-економічні показники процесу виробництва.

У процесі перемішування сталі в ковші відбувається також гомогенізація хімічного складу в об'ємі металу. Після присадки феросплавів на випуску різниця вмісту таких елементів, як кремній і марганець по висоті ковша, може досягати $0,05\text{-}0,15 \text{ \% абс.}$ Після продувки сталі інертним газом ця величина зазвичай знижується до $0,01\text{-}0,03\text{ \%}$.

Перемішування, за способом організації, поділяють на пневматичне (шляхом продування інертним газом) і електромагнітне (за рахунок взаємодії наведеного в рідкій сталі електричного струму із зовнішнім змінним електромагнітним полем).

Прийнято вважати, що для досягнення максимальної рівномірності хімічного складу доцільніше використовувати електромагнітне перемішування, а для глибокого рафінування (десульфуратія і дегазація) продування аргонном.

Пузирі газу, які барботують під час продування весь шар металу, сприяють його рафінуванню. При збільшенні інтенсивності масопереносу в ковші відбувається вирівнювання складу й температури в об'ємі металу. Інтенсивне перемішування прискорює доставляння неметалевих включень до поверхні розділу метал-шлак і видалення їх зі сталі, чому сприяє флотація пузирями газу, що вдувається неметалевих включень. У зв'язку з тим, що парціальний тиск, наприклад, водню в пузирях інертного газу практично дорівнює нулю, вони стосовно розчиненого водню є «вакуумними» порожнинами й екстрагують газ із металу. Відомо, що характер і інтенсивність руху сталі в ковші залежать від низки параметрів продувки, які впливають на її ефективність, зокрема на ступінь гомогенізації металевої ванни. На підставі досліджень поведінки металу під час продування в різних агрегатах встановлена залежність часу, необхідного для досягнення певного ступеня гомогенізації, від параметрів продування, основним з яких є дисипація енергії. Так, величина дисипації енергії збільшується, а час, необхідний для гомогенізації сталі в ковші при заданій температурі зменшується з підвищенням швидкості надходження газу в метал, а також зі збільшенням глибини барботажної зони. Зі збільшенням маси металу й діаметра ковша час гомогенізації збільшується.

Сучасна техніка пневматичного перемішування порівняно проста й надійна в обслуговуванні й експлуатації. Розроблені й широко застосовувані технологічні варіанти забезпечують необхідний рівень потужності перемішування й дозволяють видаляти за атмосферного тиску до 10-15 % водню й неметалеві включення, а також інтенсифікувати масообмінні процеси між металевою й шлаковою фазами.

На практиці для вдування інертного газу в метал на етапі позапічної обробки застосовують або заглибні фурми, або спеціальні вогнетривкі блоки, установлені в днищі ковша.

Наприкінці 70-х років минулого століття продування зверху за допомогою заглибної фурми, типу «хибного стопора» було взяте як основний варіант під час оснащення сталеплавильних цехів Радянського Союзу установками для усереднення металу в ковші. Продування в більшості випадків вели безпосередньо через вихідний отвір фурменої труби, через що інтенсивність його не перевищувала 40-60 м³/годину, а питома витрата газу 0,03-0,05 м³/т сталі. Це виключало можливість рафінування металу, але було цілком достатньо для перемішування домішок, усереднення складу й температури сталі.

Збільшення інтенсивності продування через заглибну фурму практично неможливе. Досвід промислової експлуатації показав, що під час витрат газу близько 60 м³/годину настає так званий «пробій» ванни: практично припиняється розпад газового струменя й починаються викиди металу й шлаків з ковша.

Серйозною причиною виходу наконечників з ладу було їх відгорання через порушення щільності посадки наконечника на трубу під дією високої температури, архімедової сили й вібрації, а також внаслідок забивання пор продуктами взаємодії пористого матеріалу з металом і шлаками.

Разом з тим застосування заглибної продувної фурми не вимагає зміни конструкції сталерозливного ковша, пристрій уведення надійний і простий в експлуатації, що й визначило застосування способу як резервного для перемішування сталі на установці «ківш – піч». Велику кількість установок «ківш – піч» оснащено додатковою заглибною фурмою, яка перебуває в піднятому положенні й уводиться в розплав тільки у випадку порушення газопроникності продувних пристроїв у днищі ковша. У більшості випадків такий спосіб аварійного перемішування дозволяє відновити роботу донних продувних пристроїв.

Основною тенденцією розвитку нових конструкцій продувних пристроїв є все більш широке застосування спеціаль-

них керамічних пробок, встановлюваних у днищі ковша. Це стало можливим завдяки підвищенню їхньої експлуатаційної стійкості й зниженню питомих витрат на виготовлення. Застосування донних продувних блоків дозволяє більш точно регулювати витрати вдуваного газу за його стабільного подавання, а також забезпечити вдування газу в декількох точках.

У цілому, за винятком якихось спеціальних випадків, слід зазначити прагнення технологів зменшити інтенсивність продування металу в ковші при збільшенні її тривалості в ході циклу обробки.

Відповідно до основних технологічних завдань продування сталі інертним газом проводять на різних етапах перебування сталі в ковші зі зміною інтенсивності в широких межах: від 3-6 до 35-50 м³/годину (від 50-100 до 600-800 л/хв.), що ставить до продувного вузла вимоги універсальності. Характеристика газового потоку із продувного вузла залежить від профілю й розташування газових каналів.

Для продувної пробки вибирають вогнетривкий матеріал, виходячи з умов ерозії й абразивного зношування під час експлуатації з урахуванням конструктивного виконання й особливостей виготовлення:

- пористі пробки з матеріалу з високою пористістю, де газ протікає через довільно розташовані капілярні канали, які мають великий спектр величини діаметра;
- комбіновані пробки із круглими каналами заданого діаметра, які з'єднані між собою або є незалежними;
- збірні сегментні пробки із щільними каналами заданого перетину, розташовані за будь-якою схемою.

Як показав досвід промислової експлуатації, *пористі пробки* рекомендується застосовувати тільки для умов роботи з відносно коротким часом продування й перебування металу в ковші. Це пояснюється тим, що через високу пористість і несистематизоване розташування газових каналів на практиці відбувається швидке проникнення сталі в пори продувного вузла. Наступні термічні удари й хімічне (кисневе) очищення призводить до швидкого руйнування пробки (протягом 7-15 плавок).

За подовження часу продувки руйнування пробки може відбуватися ще швидше й призводити до аварійних ситуацій.

Більш висока експлуатаційна стійкість продувних вузлів може бути досягнута у випадку застосування спеціальних блоків зі спрямованою пористістю. При цьому збірна пробка із щілинними каналами виявляється найкращою з погляду організації процесу продувки й підбору найкращих щодо стійкості матеріалів для окремих керамічних елементів, що входять у конструкцію продувного вузла. Використовуючи пробки сегментного типу слід пам'ятати, що їхня проникність для газу зберігається в 90 % і більше випадках без застосування кисневого очищення перед наступним наливом. Експлуатаційна стійкість такої пробки може зберігатися протягом 30-50 плавок і більше (до 4000 хв. продування), що забезпечує її рівну стійкість порівняно з вогнетривами днища ковша. При цьому за допомогою вибору початкової висоти пробки можливе регулювання її експлуатаційної стійкості.

Відомо, що усереднення сталі в об'ємі сталерозливного ковша супроводжує низку процесів, які мають як позитивний, так і негативний вплив на її якість і собівартість:

- енергійне перемішування рідкої ванни металу в ковші шляхом формування висхідного газометалевого циркуляційного потоку в місці інжекції газу й спадних конвективних потоків сталі по периферії;

- взаємодія потоків металу й покривного шлаку як по всій поверхні, так і в зоні виходу газу з металу в шлак (ступінь розвитку цього процесу залежить від інтенсивності вдування газу й способу його інжектування);

- підвищення ступеня чистоти сталі по неметалевих включеннях за рахунок ефекту флотації в спливних пузирях інжектованого газу й взаємодія їх з рафінувальними шлаками;

- прискорення процесів розплавлення й засвоєння твердих реагентів, що вводяться в рідку ванну, розкислювачів, модифікаторів і лігатур;

– прискорення процесу вакуумної дегазації сталі за рахунок транспортування до поверхні дзеркала розплаву порцій металу, розташованих у нижній частині ковша;



а)



б)



в)

Рисунок 2.4 – Зміна конфігурації «аргонного ока»
залежно від витрати вдуваного газу:
а) – без продування; б) – вдмухування 50 л/хв. на кожну фурму;
в) – вдмухування 150 л/хв. на кожну фурму

– розвиток процесу вторинного окислення й насичення сталі газами у випадку надмірно інтенсивного продування (рис. 2.4, для випадку продування через 2 пористі пробки в 300-тонному сталерозливному ковші ВАТ «АМК»);

– прискорення зношення футерівки сталерозливного ковша, що багато в чому визначає підвищення вимог до якості й хімічного складу вогнетривів.

Проектуючи технологію позапічної обробки, усі перераховані вище процеси необхідно кількісно оцінити й порівняти залежно від цілей, а також технічних і технологічних обмежень у конкретних умовах виробництва. Поряд із забезпеченням необхідного рівня рафінування сталі оптимізують конструкцію ковша, тип і розташування продувних пристроїв, а також режим продування з метою економії енергетичних і матеріальних ресурсів.

Альтернативним методом перемішування металу в ковші є вплив на розплав електромагнітного поля (рис. 2.5).

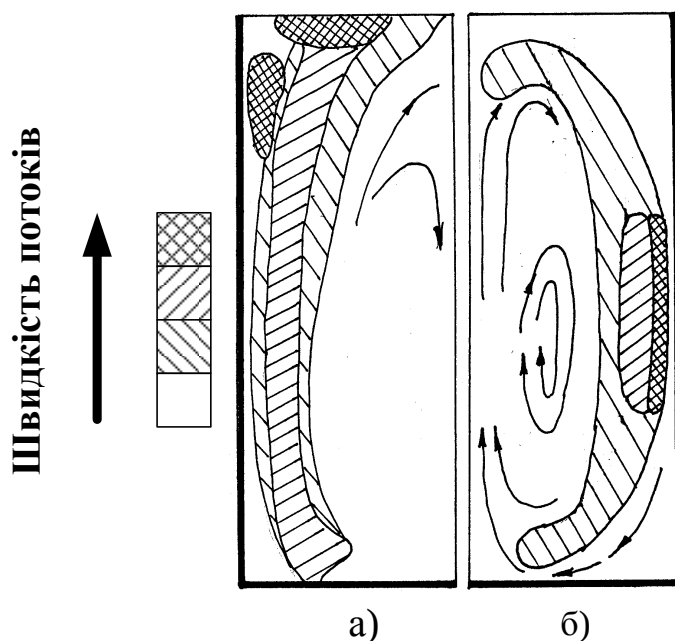


Рисунок 2.5 – Схематичне зображення характеру переміщення потоків металу під час продування газом (а) і електромагнітного перемішування (б)

Характерною рисою цього методу перемішування є те, що індуктор розташований із зовнішньої поверхні ковша й вплив проникає від стіни ковша усередину рідкої ванни. При цьому в устаткуванні відсутні частини, що рухаються, і елементи, що безпосередньо контактують із рідким металом. Крім того, під час накладення електромагнітного поля на метал є досить широкі можливості щодо регулювання потужності перемішування, а також щодо реверсування напрямку руху потоків.

Тим часом не можна не відзначити й досить очевидні недоліки електромагнітного перемішування – обмеження в глибині проникнення поля в метал і необхідність наявності «немагнітних» вставок у сталевому кожусі ковша в зоні розташування індуктора. Досить очевидним також є й той факт, що у випадку підвищення інтенсивності перемішування значно зростає швидкість зношення вогнетривів у зоні розташування індуктора.

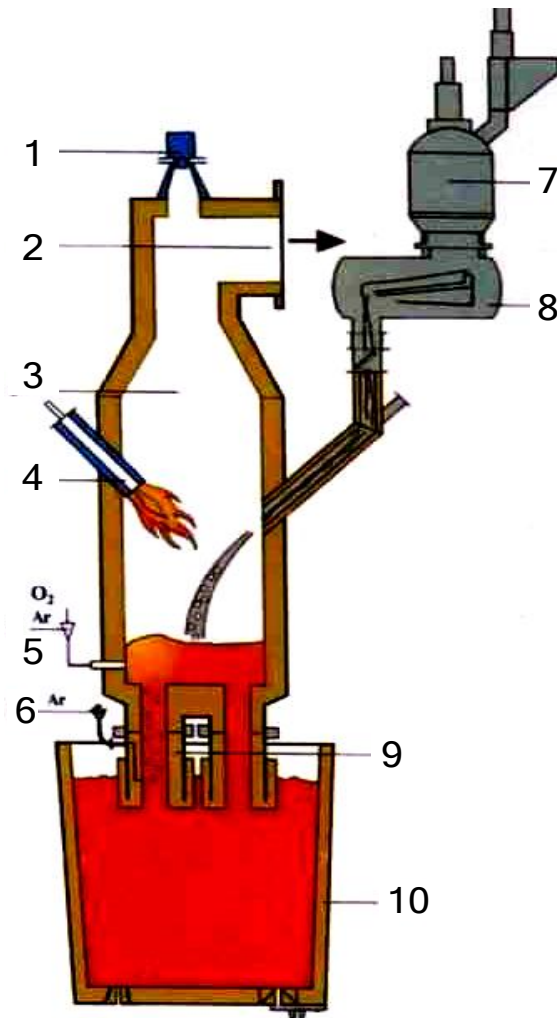
2.6 Вакуумування сталі в ковші

Технологічні процеси вакуумування сталі вносять вагомий вклад у підвищення якості металопродукції, у зв'язку із чим вони одержують усе більше поширення. На сучасному етапі існує два основних способи вакуумування сталі: циркуляційний і камерний.

Циркуляційне вакуумування – процес RH уперше здійснено в Німеччині в 1959 р. фірмою Ruhrstahl – Heraeus. У способі циркуляційного вакуумування використовується ерліфтний ефект для забезпечення циркуляції металу в проточній вакуумній камері (рис. 2.6).

Камера має форму подовженого циліндра (висота до 11 м), а у метал ковша занурюють два патрубки, в один із яких на двох – трьох рівнях через трубки з нержавіючої сталі подають аргон у кількості від 0,5 до 1,5 м³/хв. Сучасні установки обладнують стаціонарними камерами, а ківш із металом подають на спеціальному візку з гідравлічним підйомом ковша на висоту, необхідну для занурення

патрубків у метал. Одночасно подають аргон і включають вакуумні насоси. В усмоктувальному патрубку газ нагрівається, збільшуючись в об'ємі, піднімається вгору, захоплюючи метал, у камеру надходить суміш із однієї частини металу й 10 об'ємних частин газу зі швидкістю більше 5 м/с, фонтануючи на висоту до 10 м і створюючи поверхню газ-метал, що багаторазово збільшується.



- 1 – телекамера, 2 – підключення до вакуумної системи,
 3 – камера РН–ОВ, 4 – підігрів камери, 5 – кисневі й аргонні сопла,
 6 – патрубок для підведення транспортувального газу,
 7 – шлюзовий пристрій для уведення легувальних,
 8 – лотковий дозатор, 9 – заглибні труби, 10 – сталерозливний ківш

Рисунок 2.6 – Схема процесу циркуляційного вакуумування

Дегазований метал стікає в ківш зливальним патрубком. Таким чином, забезпечується циркуляція сталі через камеру. Подача аргону на різних рівнях з різним тиском підвищує швидкість циркуляції, що інтенсифікує дегазацію металу. Швидкість циркуляції підвищується за збільшення діаметра всмоктувального патрубка й витрати аргону, досягаючи 100 т/хв. Наприкінці обробки метал розкислюють і легують, усереднюючи хімічний склад ще протягом 2 хв.

Метод RH і конструкція агрегату дозволяє в потоці аргону вводити порошкоподібну суміш $\text{CaO}+\text{CaF}_2$, забезпечуючи високий ступінь десульфурзації вже при витраті суміші близько 3 кг/т, тому що метал містить мінімальну кількість поверхово активного кисню. Для компенсації втрат тепла, у камеру вдмують кисень, передбачаючи в металі відповідне перевищення вмісту вуглецю. Варіант такої технології названо VOF процесом (Vacuum – oxygen – flux).

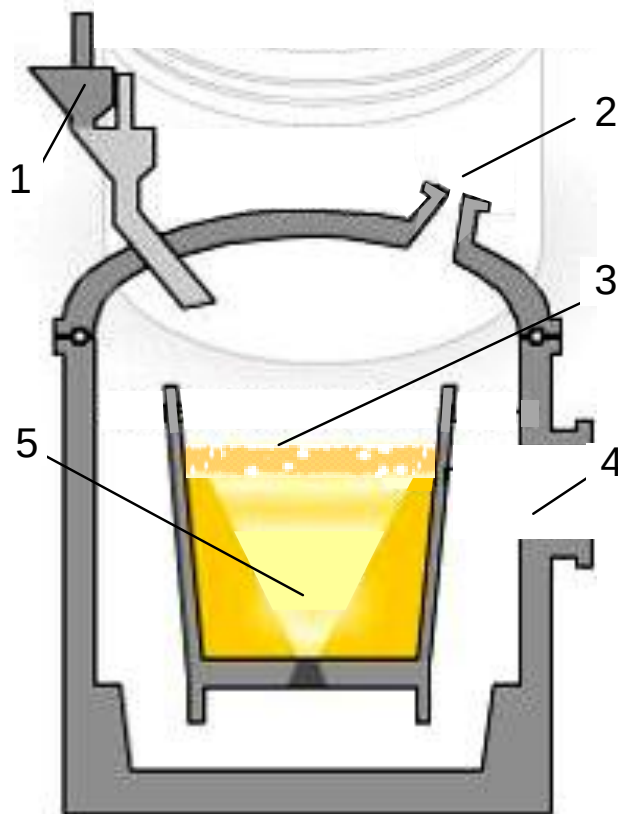
В RH процесі через велику поверхню випромінювання металом збільшуються втрати тепла й погіршуються умови роботи графітових нагрівачів під час влучення на них бризків металу. Тому на деяких установках забезпечується індукційне нагрівання металу в патрубках.

Сучасні установки забезпечуються пристроями для відбору проб, виміру температури й окисленості металу.

У наш час основним способом вакуумування сталі є спосіб *камерного вакуумування*, що має широкі технологічні можливості рафінування сталі під вакуумом, просту конструкцію й вимагає менших капітальних витрат. Крім того, обсяг робіт з обслуговування камерного вакууматора мінімальний, а процес обробки досить надійно контролюється й керується. Устаткування камерного вакууматора не контактує з рідкою сталлю (рис. 2.7), не вимагає спеціальних вогнетривів для футеровки, немає необхідності в її попередньому підігріві, на показники процесу не впливає періодичність і темп роботи.

Основними різновидами процесу камерного рафінування є процеси VD – Vacuum Degassing і VOD & VD – OB – Vacuum Oxygen Decarburization & Vacuum Decarburization –

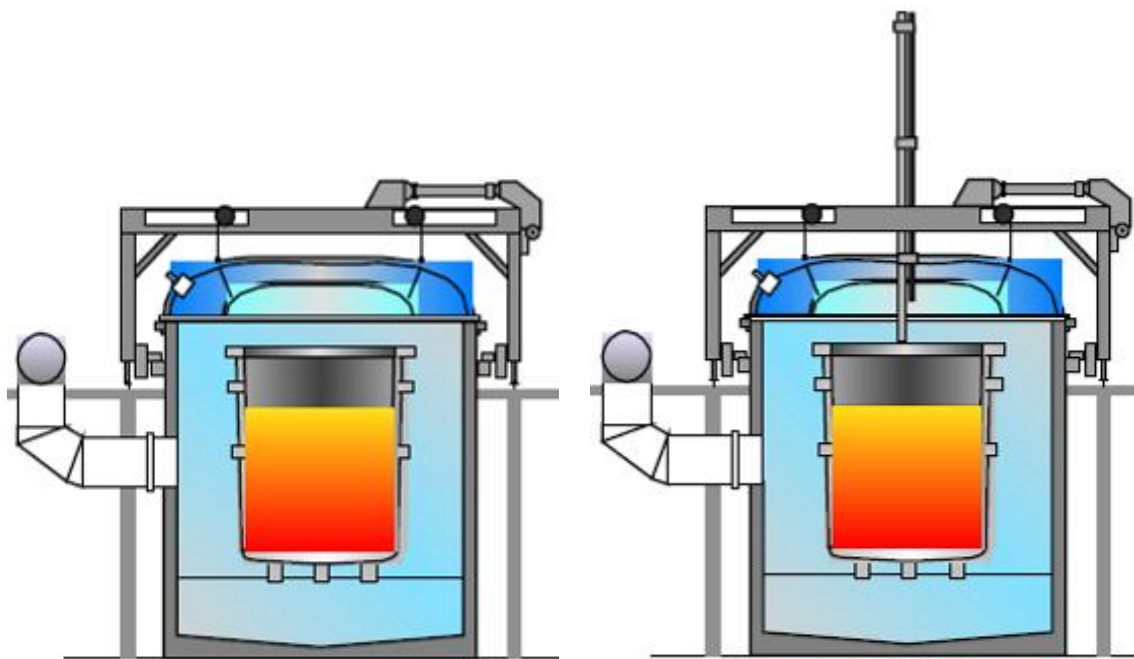
Oxygen Blowing що дозволяють здійснювати глибоку дегазацію металу, розкислення й зневуглецювання (рис.2.8).



1 – лоток для розкислювачів та легувальних матеріалів,
2 – порт системи відеоспостереження,
3 – спінений шлак, 4 – випускна вакуумна лінія, 5 – аргон
Рисунок 2.7 – Схема процесу камерного вакуумування сталі

Основні технічні параметри пароежекторного вакуумного насосу ПЕВН 500×0,5, що може використовуватися для камерного вакуумування, наступні:

- робочий тиск на вході в основний насос, 0,5 мм рт.ст.;
- тиск (абс.) на виході з насоса, 830 мм рт.ст.;
- продуктивність насоса по сухому повітрю з $t=20^{\circ}\text{C}$ за робочого тиску на вході, 500 кг/годину;
- тривалість відкачки вакуум-камери й вакуумпроводу від атмосферного тиску до робочого, 6 хв.



а)

б)

Рисунок 2.8 – Схема VD (а) і VOD & VD – OB (б) процесу

До складу камерної установки для вакуумування сталі в ковші входить: високопродуктивний пароежекторний вакуумний насос, вакуумкамера із кришкою й вакуумпровід.

Вакуумна камера складається із двох основних частин: камери й кришки. Кришка встановлена на транспортному візку і може вертикально переміщатися за допомогою гідроприводу.

Основні елементи вакуумкамери: корпус вакуумкамери з ущільнювальним каналом; стенд із напрямними для установавлення ковша; отвір-мембрана з термодатчиком для аварійного зливу сталі; патрубок вакуумпроводу для сполучення з камерою; система подачі аргону й азоту для розгерметизації.

Кришка з візком вакуумкамери містить наступні пристрої: захисний тепловий екран з елементами підведення й відводу охолодної води; систему телевізійного контролю процесу вакуумної обробки; пристрій відбору проб і виміру температури; фурму для продування сталі киснем (за необхідності); шлюзові пристрої для введення розкислювачів, легувальних і шлакоутворювальних добавок. Щоб уникнути

виплесків шлаків і металу з ковша під час обробки вільний його борт збільшують на 0,6-1 м.

Залежно від розв'язуваних завдань технологічні варіанти ковшового вакуумування дозволяють ефективно рафінувати розплав на будь-якій стадії позапічної обробки.

Вакуумування нерозкисленої сталі дозволяє найбільш повно реалізувати загальновідомі переваги вуглецю як розкислювача. Завдяки вакууму рівновага реакції взаємодії розчинених у сталі вуглецю й кисню зрушується вбік утворення газоподібних продуктів, що дозволяє додатково розкислити сталь вуглецем і зменшити кількість оксидних включень, що утворюються в ході остаточного глибинного розкислення металу. Однак у промислових вакуумних установках рівновага між вуглецем і киснем, розчиненими в сталі, не досягається. Основні причини цього явища полягають у наступному:

- за винятково малих концентрацій взаємодіючих речовин швидкість хімічної реакції зменшується настільки, що не дозволяє за час обробки навіть наблизитися до стану термодинамічної рівноваги;

- практика промислового вакуумування показує, що навіть невелика кількість FeO в рафінувальному шлаку (до 1%) у значній мірі сприяє тому, що рівновага реакції не досягається.

Так, за тиску в 100-200 Па розрахунковий добуток рівноважних концентрацій вуглецю й кисню становить близько $2,5-5,9 \times 10^{-6}$, однак, хід реакції знеуглецювання (розкислення вуглецем) припиняється поблизу рівноважної кривої, що відповідає $P = 1-10$ кПа, тобто реальна залишкова концентрація вуглецю й кисню в сталі після вакуумування на кілька порядків вища рівноважної, розрахованої в тонкому приповерхневому шарі металу в ковші. Тому виникає завдання забезпечення за рахунок розкислення вуглецем під вакуумом максимально можливого зниження концентрації кисню в сталі, величина якого дозволяє уникнути утворення в металі рідких або твердих продуктів розкислення після введення домішок.

У зв'язку із цим для забезпечення високої розкислювальної здатності вуглецю в умовах вакууму необхідно:

- застосовувати основну футерівку сталерозливних ковшів, до складу якої входять важковідновні оксиди;

- підтримувати високу основність шлаку й мінімальний вміст оксидів заліза в ньому;

- перемішувати розплав у ковші інертним газом для покращення умов зародження продуктів реакції окислення вуглецю.

Як показує практика, за вмісту вуглецю в сталі близько 0,50 % за рахунок вакуумно-вуглецевого розкислення концентрацію кисню в металі вдається знижувати до 0,002-0,003 %, що нижче рівноважної з кремнієм, але вище рівноважної з розчиненим у металі алюмінієм. Тому під час введення кремнію в метал після вакуумно-вуглецевого розкислення первинні ендегенні включення не утворюються. За рахунок зниження вмісту розчиненого в сталі кисню шляхом розкислення вуглецем під вакуумом наступне осаджувальне розкислення протікає з мінімальним угаром розкислювачів. Такий спосіб обробки рекомендується для виробництва вільної від великих оксидних включень і їхніх локальних скупчень особливо чистої сталі.

Для запобігання надмірно бурхливого розвитку під вакуумом реакції окислення вуглецю проводять часткове розкислення сталі шляхом підвищення в ній вмісту кремнію й (або) алюмінію. Завдяки перемішуванню металу й застосуванню порівняно невеликої кількості розкислювачів, можливе досягнення такого ж високого ступеню чистоти сталі за оксидними включеннями, як і під час вакуумування сталі в нерозкисленому вигляді.

Під час обробки частково розкисленої сталі (0,15 % Si і 0,005% Al) реакція окислення вуглецю починається за тиску 30-50 кПа. Подальше зниження тиску до 100-200 Па дозволяє поступово збільшити інтенсивність кипіння, яка досягає свого найбільшого значення й підтримується протягом деякого часу на певному регульованому рівні. Потім настає поступове згасання процесу кипіння.

Рафінування розплаву під час ковшового вакуумування зумовлено тим, що додаткове (до продування аргонем) інтенсивне виділення із глибинних шарів металу пазирів оксиду

вуглецю, що утворюються в результаті зсуву рівноваги між розчиненими вуглецем і киснем за зниження тиску, створює потужні турбулентні потоки, які охоплюють весь об'єм металу. За такого характеру кипіння шлак виноситься на глибину ковша й подрібнюється, значно збільшуючи міжфазну поверхню, що забезпечує додаткове зростання швидкості потоку кисню зі шлаків у метал. Це сприяє подальшому розвитку реакції окислення вуглецю й значному збільшенню об'єму його оксиду, що виділяється. Інтенсивне кипіння ванни створює необхідні кінетичні умови для протікання реакції взаємодії вуглецю з киснем і видалення розчиненого водню й азоту.

Залежно від кількості окислюваного вуглецю і частки оксидів заліза в покривному шлаку можна одержати заданий вміст кисню в металі. Протягом усього періоду дегазації проводиться спостереження за поведінкою металу під кришкою вакуумної камери. Швидкість набору вакууму регулюється залежно від інтенсивності кипіння. В окремих випадках, для запобігання надмірно бурхливого закипання розплаву й переливання його через край ковша, у вакуумну камеру подають нейтральний газ. Перемішуючи розплав інертним газом, його витрату в міру падіння тиску у вакуумній камері необхідно знижувати, щоб виключити надмірно бурхливий хід продування. Вакуумна обробка частково розкисленого металу закінчується тоді, коли кипіння металу за досягнутого кінцевого тиску згасає.

Зниження температури металу в ковші масою 100 т під час вакуумної обробки становить від 70 до 80 °С, а сама вакуумна обробка частково розкисленої сталі (глибокий вакуум) триває 15-20 хв.

Після закінчення вакуумування проводиться відключення насосів і протягом 1-2 хв. у вакуумну камеру подається нейтральний газ або на початку нейтральний газ, а потім повітря.

Газоподібні продукти реакції збільшують об'єм і площу поверхні пазирів аргону й за інших рівних умов полегшують екстракцію розчиненого в металі водню й азоту, тому дегація при вакуумуванні нерозкисленої й напіврозкисленої сталі

проходить швидше й повніше, ніж у випадку повністю розкисленої.

Разом з тим, спосіб вакуумування нерозкисленої й напіврозкисленої сталі не гарантує отримання низького вмісту газів у готовій продукції через низку причин, одна з яких полягає в тому, що після закінчення вакуумної обробки, зазвичай, необхідно проведення нагрівання, перемішування, легування, розкислення, науглецьовування й десульфурзації.

З іншого боку, під час обробки розплавів промислової чистоти ефективність видалення азоту зазвичай не перевищує 15-30 %. При цьому аналіз впливу складу металу на результати обробки дає підстави думати, що зменшення ефективності дегазації безпосередньо пов'язане з наявністю в розплаві поверхнево-активних речовин. Цей факт підтверджується низкою досліджень, на підставі яких, наприклад, встановлена тісна залежність між концентрацією азоту й сірки в сталі після закінчення обробки. Так, за зменшення концентрації сірки в сталі з 0,010 % до 0,003 % за рахунок десульфурзації металу рафінувальними шлаками в ході вакуумної обробки вміст азоту знижується на 12 і 18 % від початкової концентрації ($[N]=0,005\%$), відповідно. При цьому ефективність деазотації сталі істотно збільшується, коли залишковий уміст сірки в металі становить не більше 0,003%. В останньому випадку відбувається стабільне видалення азоту з 110 до 70 *ppm* під час звичайного вакуумування протягом 10 хв. і навіть до 40 *ppm* у випадку більш тривалого вакуумування.

Таким чином, якщо головним завданням вакуумування є видалення з металу газів (водню й азоту), то доцільно прагнути до отримання в розплаві мінімального вмісту поверхнево-активних домішок. Таким вимогам відповідає глибоко розкислена сталь на кінцевій стадії ковшової обробки.

Для отримання низького вмісту водню й азоту широко застосовують технологію вакуумування розкисленої сталі безпосередньо перед розливанням, що може поєднуватися з екстракційним видаленням сірки шляхом паралельної з вакуумуванням обробки рафінувальним шлаком.

Для забезпечення достатньої площі поверхні розділу взаємодійних фаз вакуумну обробку розкисленої сталі поєднують із продуванням розплаву інертним газом. Помітне збільшення швидкості масообмінних процесів спостерігається за підвищення величини питомої потужності перемішування металу до рівня 200-300 Вт/т. Слід зазначити, що за атмосферного тиску така величина потужності перемішування практично недосяжна.

Величина витрати аргону, необхідного для дегазації сталі, швидко зменшується за зниження тиску над поверхнею розплаву. У зв'язку із цим поєднання продування сталі інертним газом з вакуумною обробкою є досить ефективним засобом дегазації металу. Так, відповідно до теоретичних розрахунків, для отримання в сталі залишкового вмісту водню нижче 1,5 ppm під атмосферним тиском необхідно ввести в 100-тонний сталерозливний ківш не менш 700 м³ аргону. Під час продування інертним газом під вакуумом (0,01 і 0,001 атм.) кількість газу значно знижується й становить 14 і 8 м³, відповідно.

У зв'язку із цим продування сталі аргонem у сталерозливному ковші під вакуумом завжди супроводжується істотною дегазацією металу.

Відомо, що вакуумований метал порівняно з невакуумованим за однакового вмісту сірки має більш високу частку сульфідних включень. Це пояснюється, насамперед, більш низьким вмістом оксидних включень у вакуумованій сталі, у результаті чого сульфідні включення в меншому ступені відкладаються на оксидах і виділяються в окрему фазу в більш грубій формі. Проблема сульфідних включень у вакуумованій сталі вирішується забезпеченням досить низької концентрації сірки в металі.

Для процесу десульфурації, що протікає в дифузійній області, швидкість взаємодії обмежена масопередачею речовин в об'ємі металу або шлаку. На підставі вищевикладеного треба зазначити, що найбільш «повільною» технологічною операцією, яка обмежує продуктивність ділянки позапічної обробки, зазвичай є процес десульфурації сталі. Дійсно, за швидкості

десульфурації 3-5 ppm/хв. (для сталі з початковим вмістом сірки близько 0,025 %) десульфурація на 0,015-0,020 % займає приблизно 40-60 хв. З огляду на те, що максимальна швидкість нагрівання металу становить близько 4 °С/хв., за час десульфурації при роботі із включеним трансформатором можна підвищити температуру сталі в ковші на 160-240 °С. Тобто, цілком очевидна диспропорція для установки «ківш – піч» між швидкістю нагрівання металу й десульфурації.

На практиці під час нагрівання металу на установці «ківш-піч» (30-35 хв.) протягом циклу обробки гарантовано забезпечується отримання заданого перегріву розплаву. Подальше знаходження металу на установці часто пов'язане з необхідністю отримання заданого вмісту сірки в сталі. Дійсно, як показує практика, під час паралельного проведення операцій десульфурації й нагрівання на установці «ківш-піч» ступінь використання трансформатора становить близько 50 %, що спричиняє підвищення витрат щодо переділу й зниження продуктивності.

Тому в процесі позапічної обробки сталі застосовується технологія безперервної десульфурації, що починається відразу після наведення шлаків на установці «ківш-піч» і закінчується після вакуумування, включаючи продувку металу в ковші інертним газом у позиції очікування. Цей захід дозволяє скоротити тривалість перебування металу в ковші, підвищити ступінь використання трансформатора й скоротити втрати тепла.

Завершальний етап десульфурації сталі, який проводять у камерному вакууматорі, дозволяє досягти надзвичайно низького вмісту сірки (до 0,001 %), а за рахунок інтенсивного перемішування металу зі шлаками без доступу повітря – попередити небезпеку поглинання азоту й окислення розплаву в ході обробки, що істотно підвищує результат рафінування.

Контрольні запитання

1. Яке співвідношення Mn/S рекомендується забезпечувати для успішного безперервного розливання рядових марок сталі?
2. Назвіть верхню межу вмісту кольорових домішок у сталях масового призначення.
3. Чому вміст алюмінію в металі, що розливається в заготовки малих перерізів, не повинен перевищувати 0,007 %.
4. Які технологічні прийоми дозволяють знизити кількість неметалевих включень у сталі?
5. Назвіть верхню межу вмісту сірки в сталях відповідального призначення.
6. Назвіть основні методи доведення сталі в ковші.
7. Які агрегати для позапічної обробки сталі доцільно мати в сталеплавильному цеху, що виробляє леговані й спеціальні марки сталі (шарикопідшипникову, трубну, для автолиста й жерсті, виробництва металокорду, залізничних коліс і т.п.)?
8. Для чого застосовується операція розкислення сталі?
9. Яка операція застосовується для видалення зі сталі $[H]$ і $[N]$?
10. Який метод застосовується для одержання сталей з вмістом вуглецю менш 0,0030 %.
11. За допомогою чого відбувається компенсація теплових втрат металу під час позапічної обробки?
12. Установка «ківш-піч» та її основні елементи.
13. Назва пристрою для введення в сталь порошкового дроту.
14. З якою швидкістю здійснюється нагрівання металу під час обробки на установці «ківш-піч»?
15. Яку конструкцію має склепіння установки «ківш-піч»?
16. Наведіть значення втрат температури металу під час ковшової обробки.
17. У чому полягає спосіб хімічного підігріву сталі в ковші?
18. Яка операція дозволяє ефективно передавати тепло від нагрітого шлаку до сталі?

19. Назвіть значення електричного ККД сучасних установок «ківш-піч».

20. Як розташовані електроди установки «ківш-піч»?

21. Назвіть способи перемішування розплаву під час обробки в агрегаті «ківш-піч».

22. Який метод перемішування доцільно використовувати для досягнення максимальної однорідності хімічного складу металу?

23. Назвіть основні способи вдування інертного газу в метал на етапі позапічної обробки.

24. У чому полягає метод електромагнітного перемішування розплаву?

25. Назвіть переваги й недоліки електромагнітного перемішування розплаву.

26. Назвіть два основні методи вакуумування сталі?

27. Охарактеризуйте метод циркуляційного вакуумування сталі. Подайте схему циркуляційного вакууматора.

28. Охарактеризуйте метод камерного вакуумування сталі. Подайте схему камерного вакууматора.

29. У чому полягає сутність вакуумвуглецевого розкислення?

30. У чому полягає технологія вакуумування для одержання низького вмісту водню й азоту?

3 КОНСТРУКЦІЯ Й ПРИЗНАЧЕННЯ ОСНОВНИХ ВУЗЛІВ МБЛЗ

У конструкційному плані МБЛЗ має певну кількість вузлів і механізмів, функціонування яких забезпечує роботу машини в цілому. Основними вузлами й механізмами є стени для заміни сталерозливного ковша, промковші, кристалізатори й механізми їхнього хитання, зона вторинного охолодження, тягнучо-правильна кліть і ін.

3.1 Сталерозливні ковші й стени для їхньої заміни

Рідка сталь, отримана в сталеплавильному агрегаті, випускається в сталерозливний ківш. Місткість ковшів зазвичай дорівнює масі однієї плавки й може становити від декількох десятків тонн до 330-350 т рідкої сталі. При цьому тривалість перебування сталі в ковші може становити від 2 до 6 годин, що зумовлює високі вимоги до надійності й стійкості робочого шару футерівки ковшів.

Функціонально *сталерозливний ківш* забезпечує транспортування сталі від сталеплавильного агрегату до МБЛЗ, доведення сталі за хімічним складом і температурою й переливання в промківш.

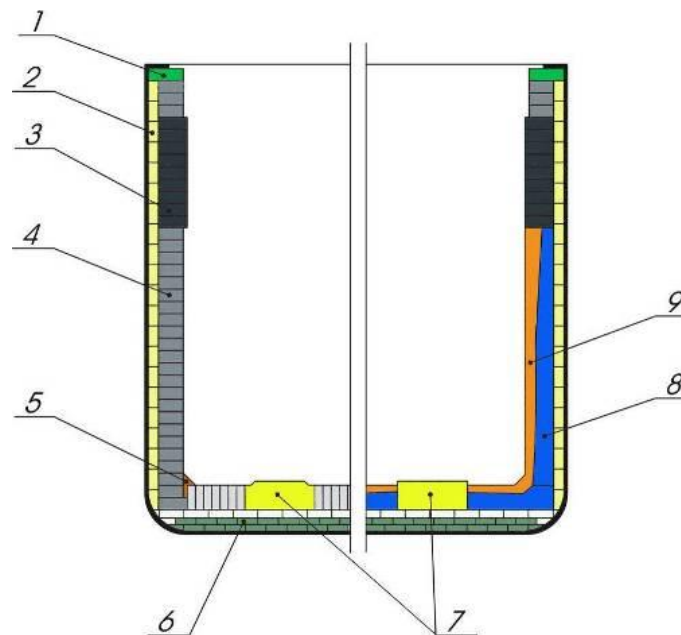
Передача сталі від сталеплавильного агрегату до МБЛЗ здійснюється в сталерозливних ковшах, які переміщуються за допомогою сталевозів і підйомних кранів (рис. 3.1).

У робочому шарі футерівки сталерозливного ковша (рис. 3.2) застосовуються, зазвичай, штучні периклазовуглецеві вогнетриви із вмістом Mg вище 95-98% або наливні футерівки з високоглиноземистих тиксотропних мас.

На металургійних заводах Західної Європи все більш широкого поширення набувають доломітові вогнетривкі вироби, які використовуються в стінах і днищі ковша. Стійкість таких ковшів підтримується на рівні 90-120 плавок. При цьому питома витрата вогнетривів на тонну сталі становить 2,4-2,6 кг/т для ковшів без вакуумування й 4,0-4,5 кг/т для ковшів, що працюють за схемою «ківш-піч» і вакууматор VD/VOD.



Рисунок 3.1 – Установка ковша з рідкою сталлю на сталевоз



- 1,2 – фіксувальний шар і теплоізоляція; 3 – шлаковий пояс; 4 – стіна;
 5 – вогнетривка маса для захисту шва; 6 – шар для вирівнювання;
 7 – відбійні блоки в місці падіння струменя;
 8,9 – початковий і ремонтний шар бетону

Рисунок 3.2 – Схема футеровки сталерозливного ковша штучними виробами (ліворуч) і наливними бетонами (праворуч)

Дозування сталі під час переливання зі сталерозливного в промківш здійснюється за допомогою шиберного затвора. Шиберний затвор (рис. 3.3), забезпечує рівномірне подавання сталі в промківш протягом усього періоду розливання. Крім того, він забезпечує перекриття струменя сталі за допомогою зсуву нижньої вогнетривкої плити у випадку виникнення аварійних ситуацій або заміни захисної труби.

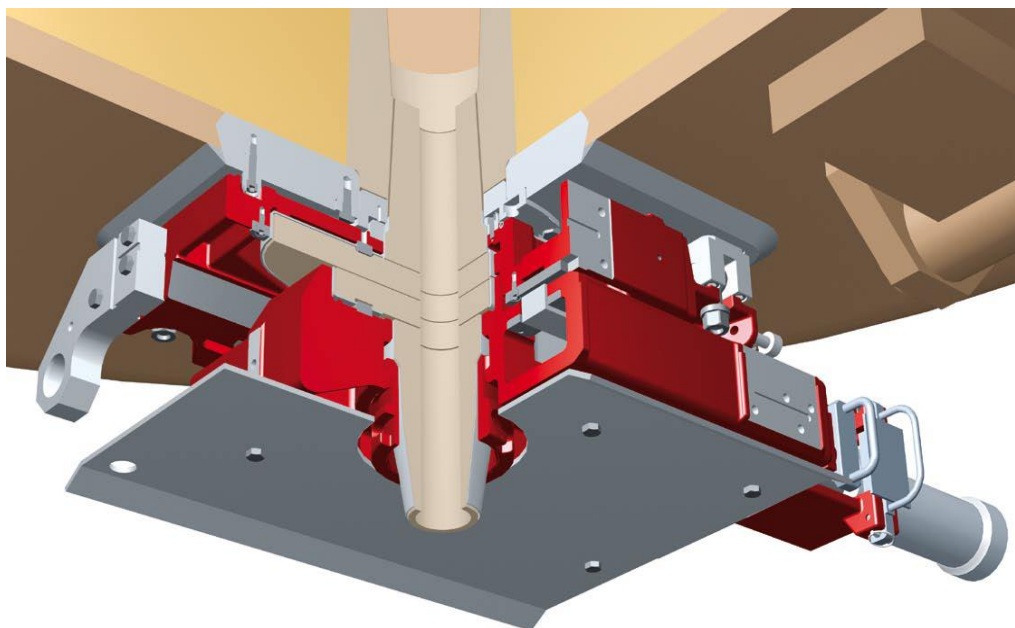


Рисунок 3.3 – Схема шиберного затвора

Сучасні технологічні побудови зазвичай передбачають випуск із конвертера або ДСП у ківш залізовуглецевого напівпродукту (нерозкислений метал із вмістом вуглецю й марганцю 0,05-0,08% і 0,10-0,15% відповідно). При цьому, зазвичай, виключається попадання пічних шлаків у ківш. Усі подальші кроки з доведення сталі за хімічним складом і температурою виконуються винятково в ковші. Така схема, як показує практика, робить процес виплавки й розливання сталі найбільш економічним, а також забезпечує ефективне поєднання процесу виплавки й безперервного розливання сталі.

Після завершення позапічної обробки ківш із металом за допомогою підйомного крана подається на *сталерозливний*

стенд МБЛЗ що дозволяє здійснювати швидку заміну порожнього сталерозливного ковша на повний під час серійного розливання методом плавка на плавку. Заміна ковшів на сучасних МБЛЗ здійснюється за допомогою поворотних стендів або самохідних візків (рис. 3.4). Зазвичай, час заміни сталерозливного ковша обмежується 90-120 секундами, що вимагає наявності на МБЛЗ спеціального комплексу устаткування.

Поворотні стенди, які набули переважного поширення у світовій практиці, складаються з опорної колони, поворотних частин із приводом повороту й підйому сталерозливних ковшів, а також пристрою для їхнього зважування. Перевагою поворотних стендів є їхня компактність. Крім того, роздільний підйом незалежних лаг дозволяє здійснювати роздільні, незалежні технологічні операції підймання-опускання лаг, як на позиції розливання, так і на резервній позиції. Це дозволяє істотно знизити динамічні навантаження на ваговимірювальні датчики, шарнірні з'єднання й інші вузли машини під час установки сталерозливного ковша на стенд.

Самохідний візок для заміни сталерозливного ковша переміщається безпосередньо по розливному майданчику, змінюючи позиції ковшів. Однак при цьому необхідно мати досить великий вільний робочий простір на розливному майданчику або в робочій зоні розливних кранів за умови посилення металоконструкції на всьому шляху проходження візків.

Така схема використовувалася на деяких МБЛЗ, побудованих в 70-і і 80-і роки минулого століття (наприклад, ККЦ-2 Новолипецького металургійного комбінату). Однак надалі ця схема не отримала розвитку.

Після установа сталерозливного ковша в позицію, що відповідає позиції переливання сталі в промківш, на шиберний затвор установлюється привод, необхідний для його відкриття. Ефективність *відкриття каналу шиберного затвора* багато в чому визначається якістю спеціальної засипки, що засипається в ківш перед його заповненням металом (рис. 3.5).

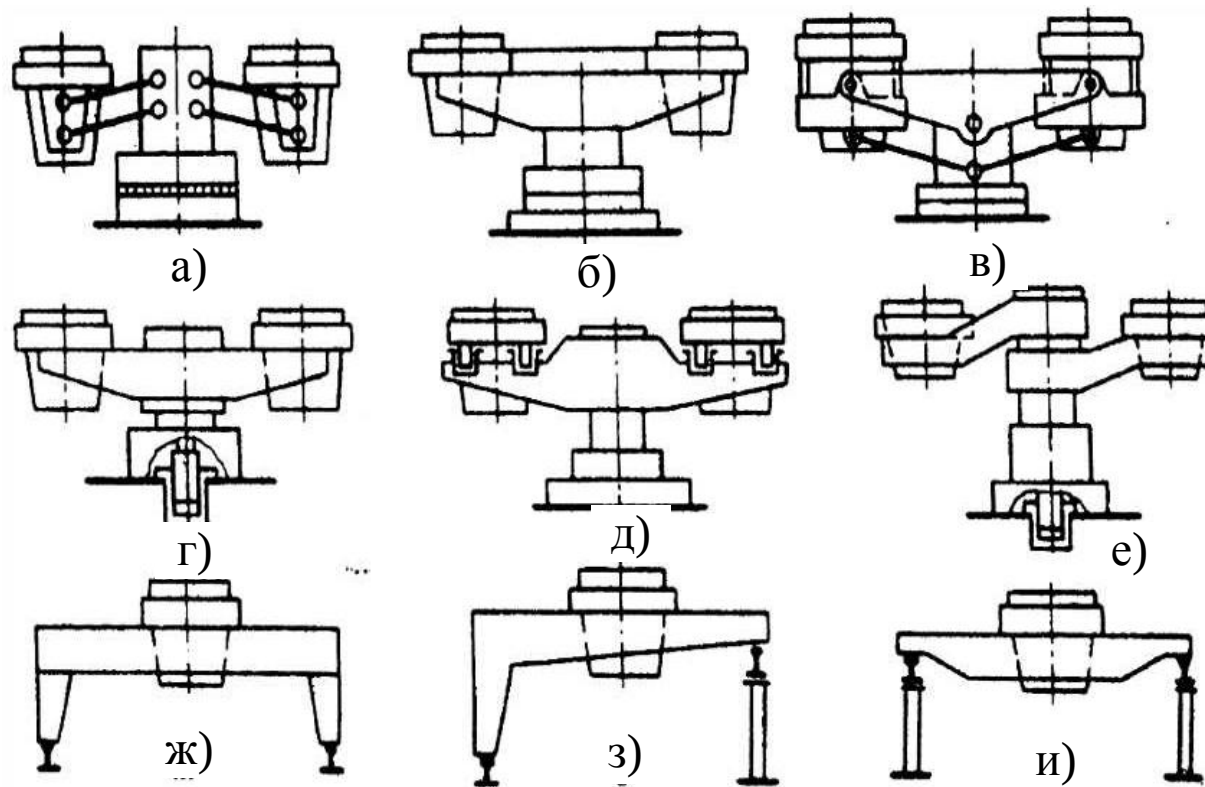
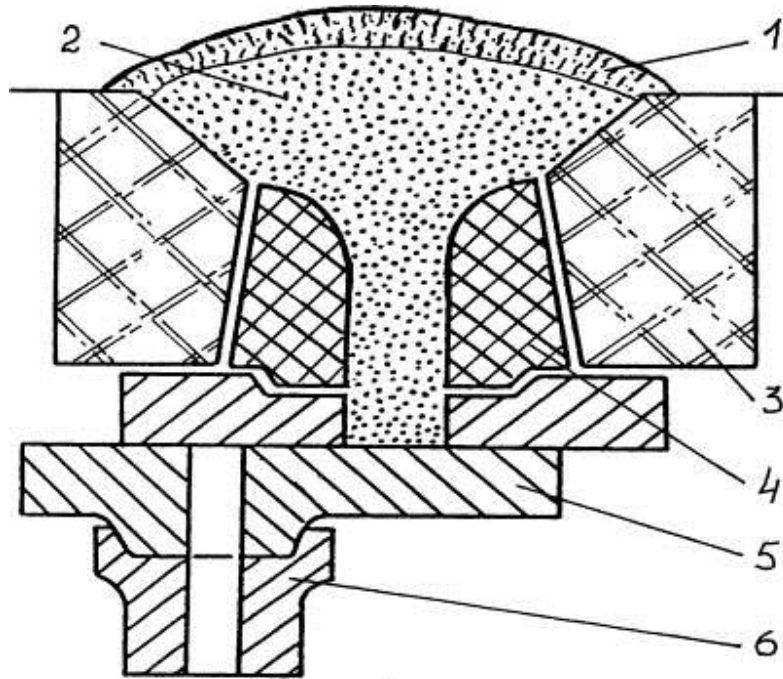


Рисунок 3.4 – Стенди для сталерозливних ковшів:

- а), б), в) – підйомно-поворотний стенд із поворотним кругом (а – з індивідуальним підйомом двох ковшів; б – з одночасним підйомом ковшів; в – з траверсою, що коливається);
 г), д), е) – підйомно-поворотний на колоні (г – з одночасним підйомом ковшів; д – з індивідуальним підйомом ковшів; е – з індивідуальним підйомом і поворотом ковшів навколо колони);
 ж), з), и) – пересувний (ж – напівпортальний; з – портальний; и – мостовий на естакаді)



- 1 – спечений під час контакту зі сталлю шар засипки;
 2 – засипка без термофізичних перетворень; 3 – гніздовий блок;
 4 – верхній стакан; 5 – шиберний затвор; 6 – колектор

Рисунок 3.5 – Схема заповнення отвору шиберного затвора засипкою

Механізм роботи цієї засипки зводиться до того, що, завдяки раціональному співвідношенню розмірів фракцій часток і співвідношенню компонентів, що входять у засипку, за її взаємодії з металом не відбувається спікання часток (через термічну й хімічну взаємодію з металом) і просочення верхнього шару засипки рідкою сталлю. За наявності рідкої сталі в ковші засипка перешкоджає розвитку капілярного ефекту для рідкої фази, виключає зміцнення стовпа матеріалу в каналі за рахунок додаткового температурного й фазового розширення його компонентів і запобігає явищу зависання в шиберному затворі.

Матеріал засипки має грубу зернисту структуру (розміри часток 0,2-1,5 мм) і високий показник плинності. До складу засипки, зазвичай, входить 25-30% SiO_2 , 35-38% Cr_2O_3 , 20-25% Fe_2O_3 , 10-12% Al_2O_3 й деякі інші компоненти.

На практиці протягом усього циклу знаходження сталі в ковші (60-240 хв.) засипка зберігає свої експлуатаційні властивості й механічні характеристики. При цьому її оптимальна насипна маса й гранулометричний склад забезпечують високі експлуатаційні показники на початку розливання.

Використання спеціальної засипки забезпечує практично повне виключення необхідності пропалювання каналу шиберного затвора, що поліпшує умови роботи плит шиберного затвора (відсутність контакту з киснем за високих температур), а також виключає попадання у промківш великої кількості оксидів заліза, що утворюються під час пропалювання киснем. Це, у свою чергу, знижує швидкість заростання заглибних стаканів і підвищує вихід придатної безперервнолитої заготовки.

3.2 Проміжний ківш як функціонально-технологічний елемент забезпечення стабільності розливання і якості безперервнолитого металу

Промківш є одним з найважливіших технологічних елементів під час розливання сталі на МБЛЗ. Промківш забезпечує прийом металу зі сталерозливного ковша, його усереднення й переливання в кристалізатори.

3.2.1 Конструкція й основні технологічні параметри проміжного ковша

У ланцюзі технологічних переливань промківш є буферною ємністю, тому що з його допомогою узгоджується надходження металу зі сталерозливного ковша в кристалізатор. При цьому забезпечуються усереднення порцій металу, які надходять, і запобігання попаданню шлаків у кристалізатор. Передбачається, що конструкція промковша повинна забезпечувати мінімальні втрати тепла металом.

Промківш забезпечує надходження металу в кристалізатор з певною витратою й, забезпечуючи добре організований струмінь, дозволяє розливати сталь у декілька кристалізаторів одночасно та здійснювати серійне розливання методом

плавка на плавку під час зміни сталерозливних ковшів без припинення й зниження швидкості розливання (рис. 3.6). Конструкція й місткість промковша в значній мірі визначають стабільність процесу розливання сталі і якість заготовки.

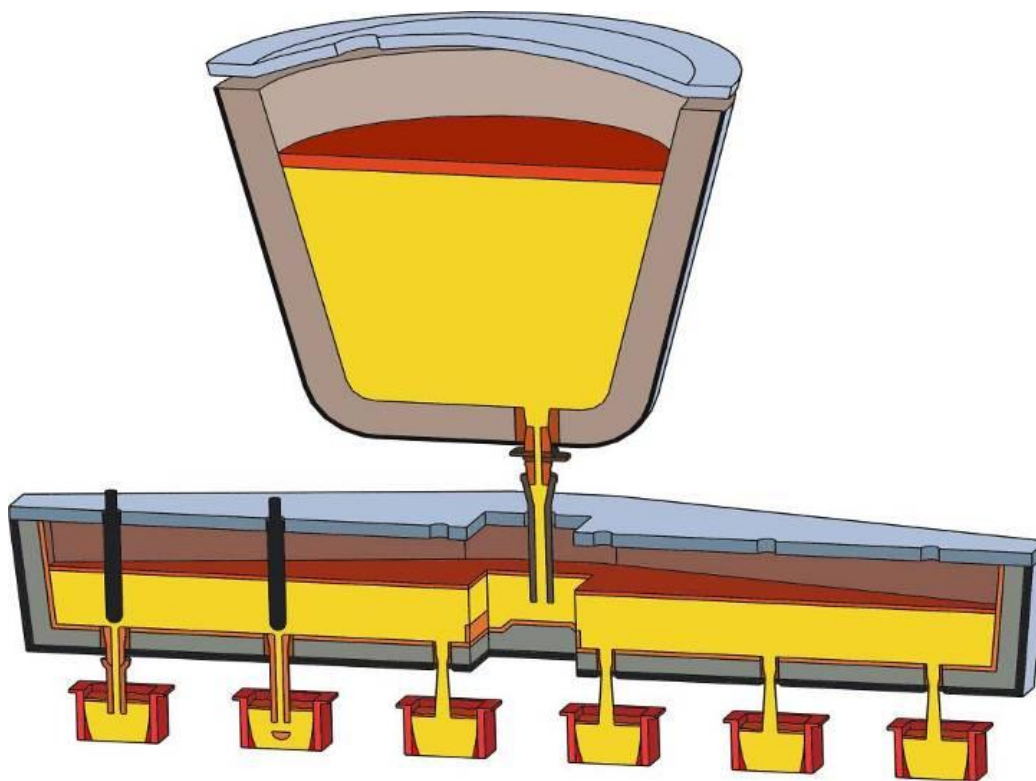


Рисунок 3.6 – Схема переливання металу зі сталерозливного ковша в промківш і кристалізатори МБЛЗ через систему «стопор-дозатор» і відкритим струменем через калібрований стакан-дозатор

Попередньо підготовлений до експлуатації й підігрітий промківш переміщається до МБЛЗ й встановлюється над кристалізаторами за допомогою *спеціального транспортного візка* (рис. 3.7).

Під час розливання сталі довгими й наддовгими серіями у випадку зношування футеровки (або переході на розливання іншої марки сталі) здійснюється заміна промковша на новий, котрий подається іншим транспортним візком. Функціонуван-

ня промковша в процесі розливання значною мірою визначає стабільність лиття й показники роботи МБЛЗ.

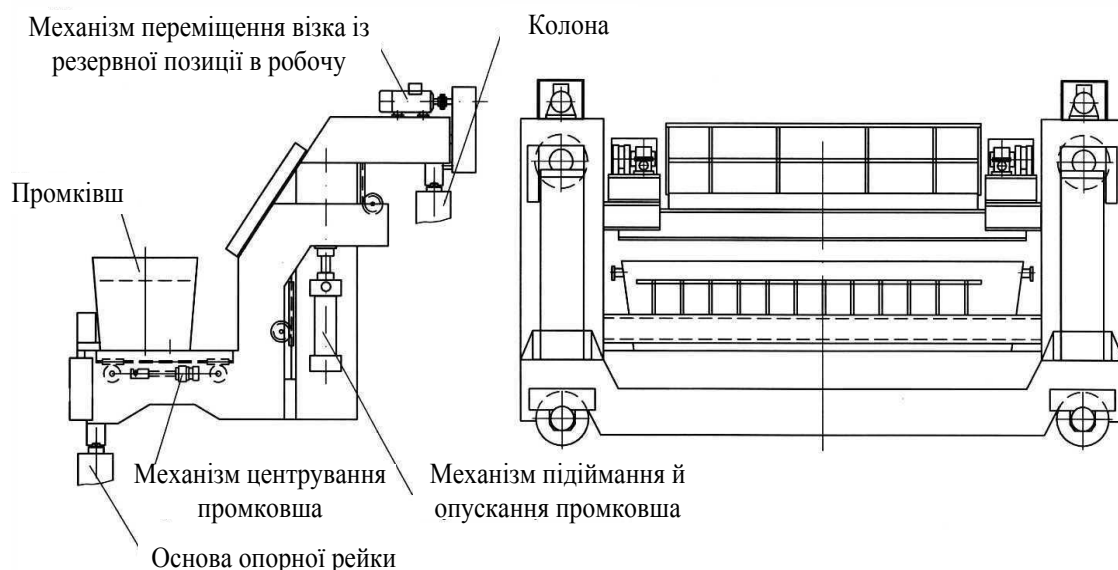


Рисунок 3.7 – Напівпортальний візок промковша

Рідкий метал надходить у промківш зі сталерозливного ковша через відкритий шиберний затвор. Між сталерозливним ковшем і промковшем установлюється вогнетривка труба, що захищає сталь від вторинного окислення й запобігає розбризкуванню й перемішуванню її зі шлаками.

Стабільність процесу лиття багато в чому визначається сталістю температури розливаної сталі за мінімізації втрат тепла. *Втрати тепла сталю* пов'язані, щонайменше, із трьома основними технологічними чинниками:

- втратами тепла металом у процесі його знаходження в сталерозливному ковші через стінки, днище і дзеркало металу (ці втрати становлять $0,45-0,6^{\circ}\text{C}$ за хвилину і залежать від стану футерівки сталерозливного ковша);

- втратами тепла металом у ході переливання зі сталерозливного ковша в проміжний (ці втрати становлять $15-30^{\circ}\text{C}$ і зменшуються за наявності вогнетривкої захисної труби, установленної між сталерозливним і проміжним ковшами);

– втратами тепла через футерівку й дзеркало металу в промковші. Для зниження теплових втрат промківш оснащений кришкою, а дзеркало металу захищене теплоізолювальною сумішшю.

Додаткові втрати тепла спостерігаються під час розливання першого ковша в серії, що пояснюється необхідністю прогріву футерівки промковша за попадання в нього рідкої сталі. Промківш подається на МБЛЗ уже розігрітим. Температура футерівки при цьому становить 1000-1100 °С, а температура сталі в першому в серії сталерозливному ковші звичайно передбачається на 15-20 °С вище, ніж у наступних.

Таким чином, в операційному плані промківш МБЛЗ виконує наступні основні функції:

– приймає сталь, що виливається зі сталерозливного ковша;

– накопичує метал в обсягах, необхідних для стабільного процесу лиття (висота наливу $h = 700-1200\text{мм}$) протягом усього періоду розливання;

– забезпечує резерв металу для розливання в період заміни сталерозливного ковша (до 3-5 хв. розливання без подавання металу зі сталерозливного ковша, рівень сталі при цьому падає до 400-350 мм) ;

– забезпечує розподіл і дозування сталі під час переливання із промковша в кристалізатори МБЛЗ;

– усереднює сталь за температурою й хімічним складом у ході розливання;

– забезпечує мінімальні втрати тепла металом у промковші;

– забезпечує рафінування металу за рахунок спливання неметалевих включень.

Тому конструкція промковша повинна враховувати наступні основні чинники:

– кількість і розташування струмків МБЛЗ, а також перетин розливаних заготовок;

– спосіб регулювання процесу витікання металу із промковша;

- спосіб початку процесу розливання, метод видалення шлаків і залишків металу після його закінчення;
- оснащеність промковша спеціальними пристроями й пристосуваннями (наприклад, для безперервного виміру температури або підігрівання металу в ході лиття);
- характер руху конвективних потоків металу, що сприяють спливанню неметалевих включень у шлаки або ініціюють підвищене зношування елементів футерівки промковша;
- можливість додаткового рафінування металу в промковші за допомогою його продування інертним газом;
- кількість плавок розливаних послідовно у серії.

Як показують практичні спостереження, найкраща організація струменя металу, що витікає із проміжного ковша, забезпечується за підтримки його висоти на рівні 600-700 мм. Більш високий рівень металу в ковші надмірно турбулізує потік металу, а менший робить його неорганізованим, зменшує час перебування металу в ковші й ускладнює роботу під час розливання металу серіями. Наявність шлаків у промковші створює небезпеку попадання його в кристалізатор. Тому для запобігання утворення воронки під час витікання металу з промковша, особливо за зміни сталерозливних ковшів, необхідно мати запас металу висотою не менш 250-300 мм.

Геометрична форма промковша вибирається за можливістю найбільш простою й наближеною до паралелепіпеда. Це спрощує процес виготовлення футерівки промковша і його обслуговування (наприклад, видалення залишку металу після розливання). Для зручності експлуатації також виконуються технологічні ухили стінок (звуження) промковша зверху вниз. Для більш ефективного прийому струменя металу зі сталерозливного ковша в конструкції промковша може передбачатися спеціальна порожнина у вигляді так званого «карману» (рис. 3.8). Для скочування надлишкової кількості шлаків, що накопичуються в промковші, його конструкція передбачає наявність шлакового носка.

Оптимальна ємність промковша визначається перерізом (шириною) відливаних заготовок, кількістю струмків, відс-

танню між струмками, швидкістю розливання, вимогами до можливості спливання неметалевих включень і асиміляції їх шлакоутворювальним покриттям. На величину ємності промковша впливає також і режим розливання: у випадку серійного розливання ємність промковша збільшується з метою забезпечення запасу металу, необхідного для заміни сталерозливного ковша.

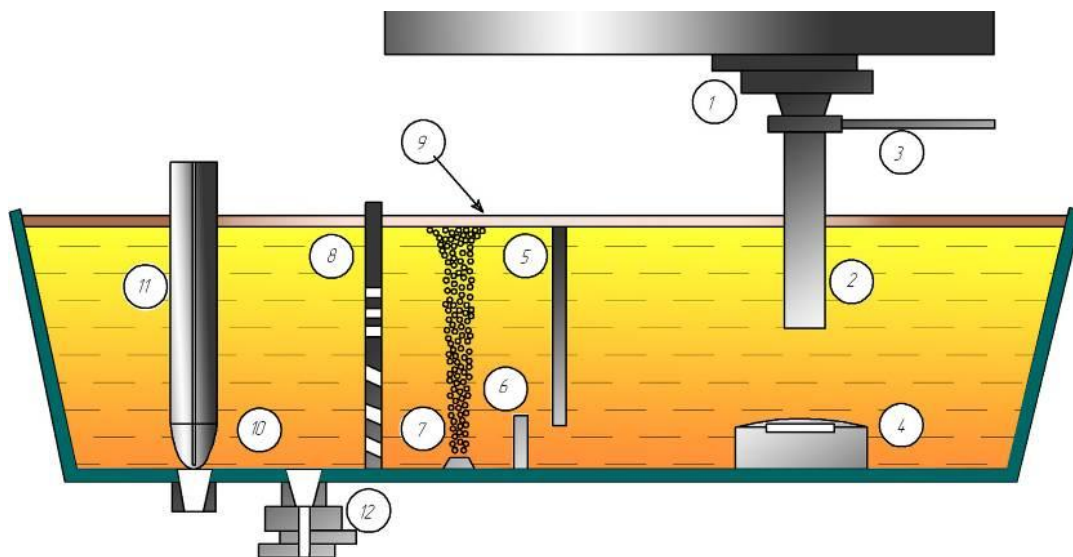


Рисунок 3.8 – Загальний вид промковша сортової МБЛЗ, наповненого рідкою сталлю

Як показує практика, для високошвидкісних сортових 6-ти струмкових МБЛЗ ємність промковша становить 25-30 тонн за висоти наливання металу не менш 0,7-0,8 м. Для багатострумкових (4-6 струмків) блюмових МБЛЗ ємність промковша коливається в межах 25-35 тонн металу за тієї ж висоти наливання сталі. Для двострумкових слябових МБЛЗ в останнє десятиліття помічено тенденцію підвищення об'єму промковша до 45-55 тонн і більше. Важливим критерієм вибору раціонального значення маси металу в промковші є також час перебування рідкої сталі в ньому, тобто так званий «резидентний» час. Значення цього показника зазвичай вибирається на рівні 8-10 хвилин. Вибираючи його, керуються міркуваннями забезпечення спливання неметалевих включень із металу в покривні шлаки й усунення застійних зон.

Важливу роль у стабільності роботи промковша відіграє організація руху потоків сталі в момент початку розливання й за його ходом. Метал, що потрапляє в промківш зі сталерозливного ковша, рухається у вигляді компактного струменя вертикально вниз зі швидкістю кілька метрів за секунду. Під час падіння такого струменя може відбуватися залучення в перемішування покривної теплоізолювальної суміші, а також удар струменя об днище промковша, що приводить до зміни напрямку руху потоків: нагору під нахилом або горизонтально. При цьому днище ковша в місці удару має підвищене зношування й руйнується. Звичайно ця зона футерівки промковша виконується з більш міцних вогнетривів. Для гальмування струменя в області його контакту із днищем використовуються додаткові *приймні пристрої*, які виконуються зі спеціальних високоміцних вогнетривких матеріалів і мають геометричну форму типу «стакан».

Для організації раціонального руху потоків у промковші додатково встановлюють *пороги й перегородки* певної конструкції (рис. 3.9). Положення перегородок і порогів вибирається індивідуально для кожної конструкції промковша й залежить від цілої низки чинників.



- 1 – сталерозливний ківш; 2 – захисна труба з подаванням аргону (3);
 4 – металоприймач; 5 і 6 – перегородки; 7 - продувний блок;
 8 – фільтраційна перегородка; 9 – покривні шлаки; 10 – рідка сталь;
 11 – стопор; 12 – шибєрний затвор

Рисунок 3.9 – Схематичне розташування додаткових елементів, які керують рухом потоків металу в промковші

Під час розливання сталей з підвищеними вимогами до вмісту неметалевих включень у днищі промковша можуть установлюватися *спеціальні пористі блоки*, що забезпечують вдування в розплав інертного газу (аргону). Така технологія дозволяє видалити до 30-50% великих неметалевих включень безпосередньо в промковші.

Для забезпечення стабільного температурного режиму розливання на практиці може використовуватися додаткове (коригувальне) підігрівання металу в промковші, що дозволяє підтримувати температуру на заданому рівні (на 25-30 °С вище температури ліквідус). Найбільш часто на металургійних заводах для підігрівання металу в промковші використовують плазмовий пальник (рис. 3.10). Приріст температури рідкої сталі в промковші за використання плазмових пальників становить приблизно 10 °С. Під час використання плазмового пальника підвищується точність регулювання температури сталі в промковші до ± 3 °С. Це поліпшує якість металу, збільшує вихід придатного, а також трохи знижує питомі витрати води на тонну розливаної сталі. Експлуатаційні витрати й вартість технічного обслуговування системи плазмового підігріву сталі в промковші оцінюються в межах 0,6-0,8 доларів США на тонну сталі. Це в значній мірі обмежує застосування плазмового підігріву областю розливання якісних і спеціальних сталей.

У практиці безперервного розливання сталі особлива увага приділяється дозуванню металу, що витікає із промковша. Під час витікання металу із промковша прагнуть сформувати певну питому витрату сталі (відповідно до швидкості витягання заготовки), максимально компактну поверхню струменя, а також його захист від вторинного окислення.

Варто мати на увазі, що в процесі витікання сталі через дозувальний пристрій відбувається трансформація геометричної форми певних зон дозуючих вогнетривів. Це може відбуватися у зв'язку з ерозійним зношуванням при відколах і розтріскуваннях вогнетривких виробів, або через відкладення оксидів алюмінію (чи інших шлакових включень) на їхній робочій поверхні.

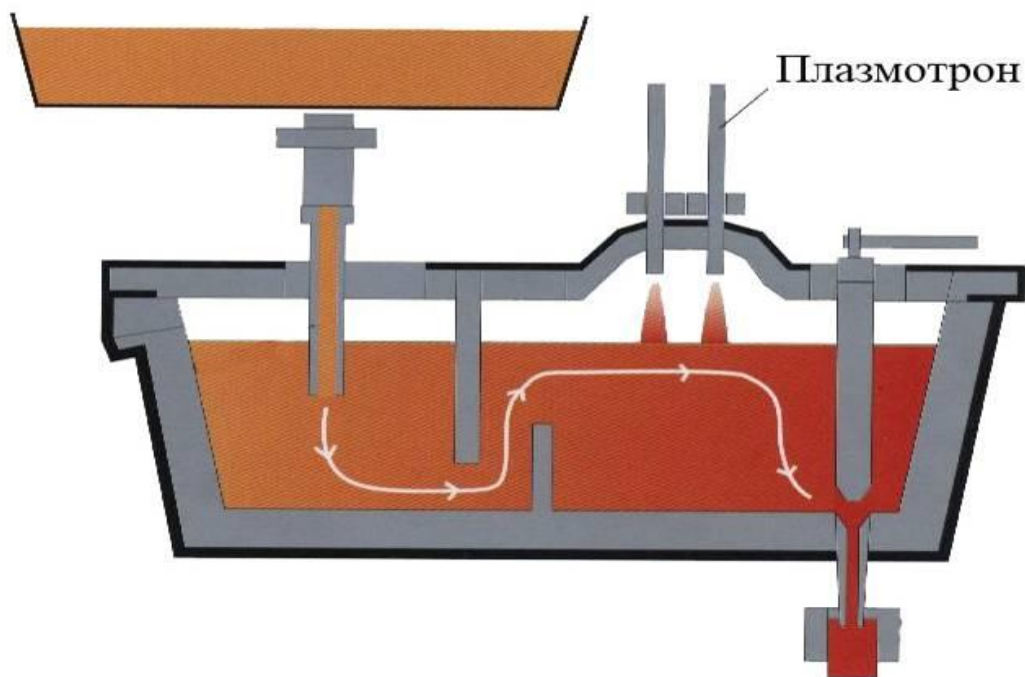


Рисунок 3.10 – Загальна схема плазмового підігріву сталі в однострумковому промковші

3.2.2 Методи дозування сталі під час її витіканні із промковша в кристалізатор

Розрізняють три основні схеми дозування металу:

- вільне витікання металу із промковша за суворої регламентації діаметра отвору стакан-дозатора (швидкість розливання при цьому регулюється за рахунок висоти наливання металу в промковші);
- застосування стопора-моноблока, що може переміщатися щодо стакан-дозатора й змінювати тим самим витрати металу, що витікає, у широких межах;
- застосування триплитного шибєрного затвора, встановлюваного на днищі промковша.

Для забезпечення першої схеми розливання застосовуються спеціальні *стакани-дозатори* (рис. 3.11), оснащені цирконовими вставками, що мають високу вогнетривкість і ерозійну стійкість. Внутрішня вставка такого стакан-дозатора виготовляється з дорогого діоксиду цирконію (вміст на рівні 95-97%), а зовнішній стакан – із цирконосиліката ($ZrO_2 \cdot SiO_2$)

з вмістом оксиду цирконію в межах 60-65% і оксиду кремнію 30-35%. Вони забезпечують тривале розливання без суттєвих змін внутрішнього діаметра (до 15-20 годин).

За постійного феростатичного напору й однакової питомої витрати сталі струмінь металу, що вільно витікає зі стакана-дозатора, має суцільну ділянку, довжина якої достатня для досягнення нею дзеркала металу в кристалізаторі.



Рисунок 3.11 – Основні типи стаканів-дозаторів промковців

Необхідний внутрішній діаметр стакана-дозатора визначається питомою витратою сталі (кг/хв.). Величина діаметра внутрішньої порожнини стакана-дозатора знаходиться в межах 12-18 мм (рис. 3.12).

Залежно від перерізу заготовки, швидкості її витягання, висоти наливання металу в промковші, марки сталі й т.п. внутрішній діаметр стакана-дозатора може бути визначений за наступною емпіричною формулою

$$d_o = (0,06 \div 0,07) \cdot [(A \cdot B \cdot V) / h^{0,5}]^{0,5},$$

де d_o – діаметр стакана-дозатора, мм;

A і B – товщина й ширина заготовки, м;

V – швидкість витягання заготовки, м/хв.;

h – висота наливання сталі в промковші, м.

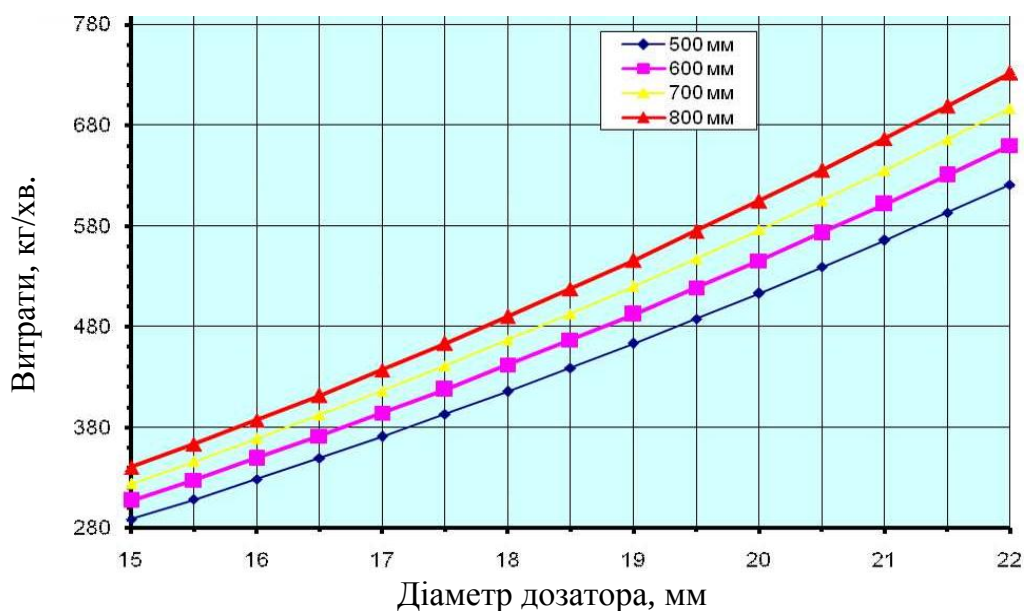


Рисунок 3.12 – Залежність питомих витрат сталі під час розливання відкритим струменем від висоти наливання металу в промковші

У випадку повільної зміни (збільшення) діаметра стакана-дозатора, регулювання рівня металу в кристалізаторі здійснюється збільшенням швидкості витягання заготовки. Ще однією причиною виходу стакана-дозатора з ладу є заростання його внутрішньої порожнини внаслідок осідання на поверхні цирконової вставки продуктів розкислення сталі алюмінієм. Тому на практиці за такою схемою розливають «недорозкислені» сталі із вмістом залишкового Al_2O_3 на рівні 0,004–0,006%. Розглянута схема дозування використовується, в основному, для сортових МБЛЗ й забезпечує розливання 15-20 ковшів за серію.

В останні роки провідні закордонні фірми велику увагу приділяють системам устаткування для швидкої заміни стакан-дозатора безпосередньо в ході розливання у випадку його руйнування або зтягування (рис. 3.13).

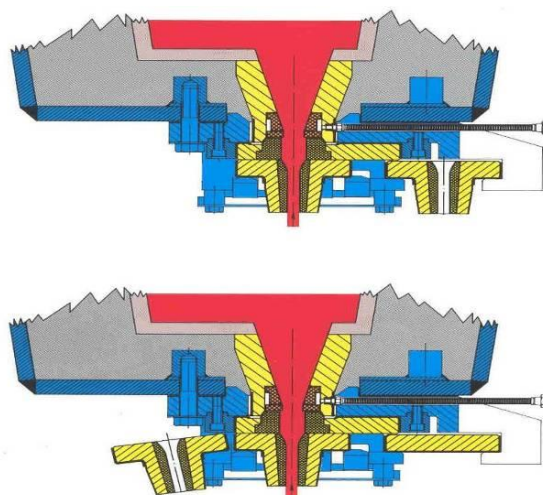


Рисунок 3.13 – Принципова схема пристрою для заміни стакан-дозатора

Такі пристрої передбачають розташування під днищем промковша спеціальної касети, що має, принаймні, два стакан-дозатори, швидке встановлення яких у робоче положення (цикл переміщення стакан-дозатора становить 0,2 секунди) здійснюється за допомогою спеціального гідроприводу. Застосування пристрою для швидкої заміни стакан-дозатора забезпечує підвищення стабільності процесу лиття й збільшує кількість ковшів сталі, які можуть бути розлиті з одного промковша. Це відповідно знижує питомі витрати вогнетривів, зменшує питому частку відходів металу за поясами, кінцевою й головною обрізкою й із залишком металу в промковші. Крім того, завдяки забезпеченню хорошої організації струменя підвищується якість заготовки під час розливання довгими серіями за рахунок мінімізації вторинного окислення на ділянці промківш-кристалізатор.

Тим часом на практиці найпоширенішою схемою розливання сталі із промковша є застосування схеми дозування типу «стопор» – «стакан-дозатор» (рис. 3.14).

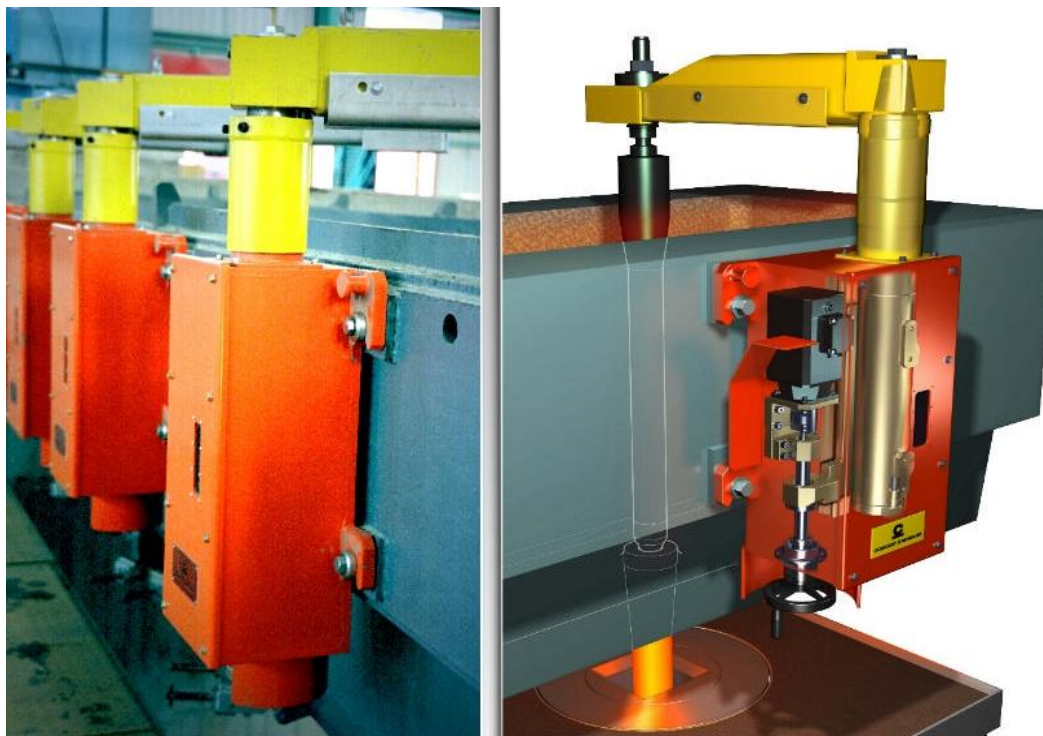


Рисунок 3.14 – Схема розташування привода механізму переміщення стопора на промковші (ліворуч) і щодо стакана-дозатора (праворуч)

При цьому витрата металу по ходу розливання регулюється положенням головки стопора щодо стакана-дозатора. Керування положенням стопора здійснюється за допомогою спеціального механізму, що працює або в ручному, або в автоматичному режимі.

Перевагою такої схеми дозування металу є:

- можливість оперативної зміни витрати металу;
- можливість повного припинення витікання металу з стакана-дозатора у випадку виробничої необхідності;
- можливість істотного збільшення внутрішнього діаметра стакана-дозатора (порівняно з вільним витіканням), що в

кілька разів знижує швидкість його заростання відкладеннями корунду;

- застосування корундографітових матеріалів для виготовлення стакан-дозатора замість дорогого оксиду цирконію;

- хороша сумісність із системами автоматичної підтримки рівня металу в кристалізаторі.

У наш час на деяких металургійних заводах світу замість стопора-моноблока в промковші застосовується триплитний шиберний затвор (рис. 3.15). Дозування сталі при цьому здійснюється за рахунок переміщення середньої плити.

У цілому, як показує практика, триплитний шиберний затвор може за певних умов забезпечити розливання серіями 8-10 плавов, що, проте, помітно поступається показникам, які досягаються за використання стопорів-моноблоків (15-25 плавов). Також застосування шиберних затворів деякою мірою змінює умови розливання, що може впливати як на сам процес лиття, так і на якість безперервнолитої заготовки. Особливо це стосується процесу старту МБЛЗ й регулювання витрат металу в ході розливання.

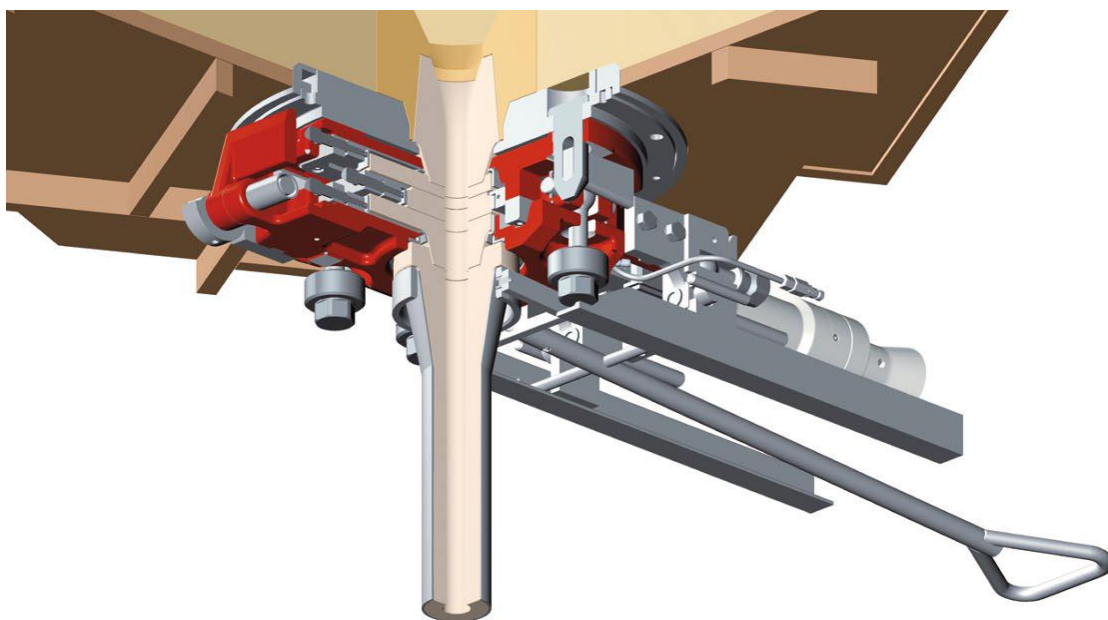


Рисунок 3.15 – Схема подавання сталі із промковша через триплитний шиберний затвор

Порівняно з розливанням зі стопором розливання із промковша через триплитний шиберний затвор має наступні досить серйозні функціонально-технічні недоліки:

- для старту процесу розливання повинна передбачатися додаткова система операцій і пристосувань, оскільки затвор у момент наповнення промковша залишається відкритим; зазвичай, над кожним стаканом-дозатором установлюється керамічна труба висотою 30-50% від висоти номінального наливу металу в промковші, що забезпечує початок розливання під час переливання металу через верхній край вогнетривкої труби, або при спливанні труби в певний момент часу;

- під час розливання через триплитний шиберний затвор подовжується система каналів, якими рухається сталь, від промковша до заглибного стакана, що підвищує ймовірність його заростання відкладеннями корунду; при цьому можливість «промивання» каналів киснем практично відсутня (рис. 3.16);

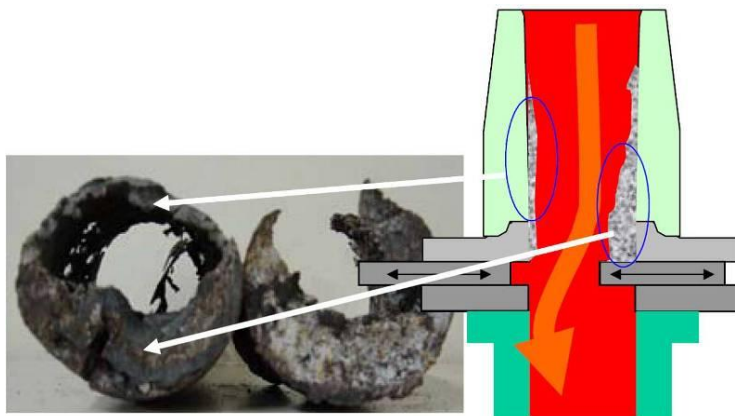


Рисунок 3.16 – Схема заростання каналу шиберного затвора в процесі розливання (ліворуч подано фото шлакометалевих відкладень усередині каналу)

- під час зсуву шиберної плити можливе утворення «мертвих» зон, у яких відбувається намерзання крапель металу й відкладення неметалевих включень, що може істотно впливати на точність дозування металу;

– оскільки регулювання витрати металу за використання шиберного затвора здійснюється за рахунок зміни положення середньої плити, то в ході такого дроселювання відбувається руйнування компактної геометричної форми струменя, його розбризкування й руйнування вогнетривів, що входять у контакт зі струменем;

– наявність певного технологічного зазору між плитами шиберного затвора є додатковим джерелом підсмоктування повітря (вторинного окислення) у рухомий струмінь сталі, а це особливо негативно проявляється під час розливання вакуумованих сталей і сталей з підвищеним вмістом алюмінію;

– під час розливання сталі через триплитний шиберний затвор унаслідок інерційності привода «загрубляється» система автоматичної підтримки рівня металу в кристалізаторі, що приводить до більших робочих амплітудних значень, а у деяких випадках до зниження якості поверхні;

– шиберний затвор піддається додатковим температурним навантаженням через те, що він розташовується над дзеркалом металу в кристалізаторі, а це вимагає додаткових захисних заходів.

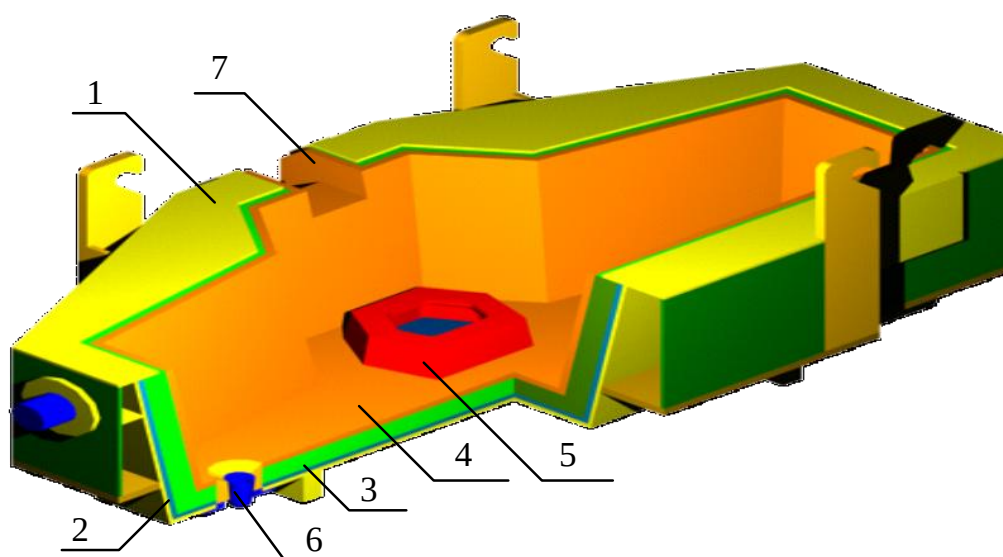
У цілому ж усі розглянуті схеми дозування сталі під час переливання її із промковша в кристалізатор на цей час широко застосовуються на металургійних заводах і відповідають вимогам надійності, безпеки та сумісності із сучасними системами автоматизації, зокрема, і з системою підтримки рівня металу в кристалізаторі.

3.2.3 Футерівка проміжного ковша, її експлуатація й зношування

Футерівка промковша (рис. 3.17) працює в надзвичайно складних умовах, оскільки її робочий шар безупинно контактує з рідкою сталлю протягом тривалого часу (10-25 годин і більше). Після закінчення розливання футерівка охолоджується разом із залишком металу, який потім видаляється із промковша. При цьому багаторазово використовується частина футерівки зазнає додаткових навантажень, пов'язаних із

циклічною зміною температури й механічними впливами (під час видалення залишку).

Отже, проміжний ківш, як ємність, що вміщає рідку сталь, необхідно футерувати певними видами вогнетривів, враховуючи специфіку їх експлуатації. Вибір конструкції і виду вогнетривів є досить відповідальним завданням, тому що вогнетриви повинні відповідати вимогам, що забезпечують стійку, безперебійну роботу промковша протягом процесу розливання.



- 1 - кожух; 2 – теплоізоляційний шар; 3 - арматурний шар;
4 – робочий шар; 5 – металопріймач; 6 – стакан-дозатор;
7 – зливальний носок

Рисунок 3.17 – Основні елементи футерівки промковша

Вогнетриви в промковші виконують наступні основні функції:

- контактуючи з металом, забезпечують захист кожуха промковша від руйнування;
- дозволяють мінімізувати втрати тепла рідкою сталлю;
- сприяють організації раціональних потоків руху металу в промковші;

– забезпечують дозування металу під час переливання його в кристалізатор;

– захищають сталь від вторинного окислення під час переливання зі сталерозливного ковша в промківш й із промковша в кристалізатор.

Одним з найважливіших елементів, що забезпечують функціонування промковша, є футерівка його стін і днища, яка розміщається в металевому кожусі. Для полегшення видалення залишків металу після закінчення розливання внутрішні стінки ковша виконано з ухилом 5-10 градусів. Футерівка, зазвичай, виконується тришаровою: *робочий* (який безпосередньо контактує з рідкою сталлю), *арматурний* (який використовується багаторазово) і *теплоізоляційний* (що забезпечує мінімізацію втрат тепла) шари. У середньому витрата вогнетривів промковша становить 2,5-3,5 кг/т розливої сталі.

Робочий шар зазвичай працює тільки один цикл розливання й наноситься на арматурний методом мокрого торкретування (набризкування) (рис. 3.18).



а)



б)

Рисунок 3.18 – Машина для торкретування промковша (а) і нанесення торкрет-покриття (б)

Гранулометричний склад такої торкрет-маси коливається в межах 0,1-1,0 мм. Торкрет-порошок змішується з певною кількістю води в спеціальній установці й потім набризкується на арматурний шар, що має температуру 60-80 °С. Товщина шару торкрет-покриття, який наноситься на стінки й днище проміжного ковша, залежить від тривалості серії розливання й становить від 30 мм до 80 мм. Основні параметри торкрет-маси подано в таблиці 3.1.

Мінімальна товщина покриття повинна становити 30 мм. Це забезпечує оптимальний ефект зчеплення торкрет-покриття з робочою футерівкою і її безперешкодне відділення від арматурного шару після розливання.

Таблиця 3.1 – Фізико-технічні показники торкрет-маси робочого шару

Показники	Одиниці виміру	Значення
Уміст: MgO	%	82-94
SiO ₂	%	4-5
Fe ₂ O ₃	%	≤1,0
Температура експлуатації	°С	1750
Фракція	мм	0-1,0
Насипна маса	кг/дм ³	1,6
Теплопровідність	Вт/м·К	0,5

Після нанесення торкрет-покриття промківш відстоюється протягом двох-чотирьох годин і потім відправляється на просушування. Сушіння ковша виконується в наступній послідовності: протягом 1,5-2 годин на малому вогні ківш розігрівається до температури 350-400 °С. Після цього за 1,5-2 години на максимальному полум'ї ківш доводять до температури 1100-1200 °С.

У випадку, якщо після розігріву промковша розливання не проводиться, допускається перехід на плавний режим розігріву й зниження температури футерівки промковша до 400 °С. У цей час усе більше поширення набувають торкрет-

маси, які допускають експлуатацію футерівки промковша за температури навколишнього середовища.

Торкрет-покриття промковшів забезпечує наступні позитивні ефекти:

- захист від зношування (руйнування) арматурного шару футерівки і його багаторазове використання, що суттєво скорочує витрати вогнетривів;

- забезпечення заданої чистоти сталі по неметалевих включеннях за рахунок виключення контакту сталі з вогнетривами, що містять оксиди алюмінію й кремнію;

- зменшення втрат тепла металом у промковші внаслідок специфіки структури торкрет-матеріалу (за прогрівання промковша нанесений шар набуває пористої структури, за рахунок вигоряння деяких складових);

- безперешкодне видалення залишків металу й робочого шару після закінчення розливання й охолодження промковша та можливість швидкого його обороту.

Основними зонами підвищеного зношування робочого шару футерівки промковша є зона шлакового поясу й днище в місці падіння струменя зі сталерозливного ковша.

Зношування робочого шару футерівки промковша в шлаковому поясі зумовлюється хімічною агресивністю покривної теплоізолювальної суміші стосовно магнезитового торкрет-шару.

У наш час у закордонній і вітчизняній практиці широко застосовується високоефективне теплоізолювальне покриття на основі золи рисової лузги, що містить понад 90% SiO_2 . Це забезпечує стабільність розливання сталі довгими серіями за мінімального зношування футерівки промковша в зоні шлакового пояса. Витрата такої теплоізолювальної суміші становить 0,20-0,24 кг/т розливої сталі, а коливання температури сталі в промковші в процесі розливання одного сталерозливного ковша зазвичай не перевищує 3-4 °С. Контактуючи з рідкою сталлю, воно швидко формує рідку плівку товщиною 5-7 мм, яка запобігає поглинанню розплавом кисню й азоту. Над тонким розплавленим шаром покриття залишається в стабільно

твердому стані, зберігаючи свої високі ізолювальні властивості й низьку насипну щільність.

В останні роки на деяких металургійних підприємствах як робочий шар використовуються так звані «сухі» магнезіальні маси. Завдяки оптимально підбраному хімічному й фракційному складу модифікатора (таблиця 3.2) і комплексної зв'язувальної речовини маса має стійкість до розплавів металу й шлаків, а також високі теплоізолювальні властивості в період експлуатації промковша.

Таблиця 3.2 – Основні фізико-хімічні показники сухої маси

Показники		Значення
Уміст, %	MgO	≥ 85
	SiO ₂	$\leq 3,5$
	Fe ₂ O ₃	≤ 2
	CaO	$\leq 1,5$
	C	$\leq 1,8$
	Al ₂ O ₃	$\leq 1,2$
Зерновий склад, мм		0 – 1,2
Уявна щільність після термообробки при 110 °С, г/см ³		1,4-1,5

Засипання «сухої» маси виконується в зазор між арматурним шаром і стінкою шаблону (рис. 3.19).

Набір міцності засипаного шару відбувається в процесі термообробки. Розігрів вогнетривкого матеріалу здійснюється в автоматичному режимі через стінку шаблону до температури ~ 280 °С з наступною витримкою протягом 1 години й охолодженням. Після виймання шаблону промківш передається на МБЛЗ; а перед розливанням розігріваються винятково функціональні елементи (стопор-моноблок, стакан-дозатор, заглибний стакан), при цьому робоча футерівка, виконана з «сухої» магнезіальної маси залишається практично холодною. Метал з першого сталерозливного ковша в серії подається в холодний проміжний ківш.

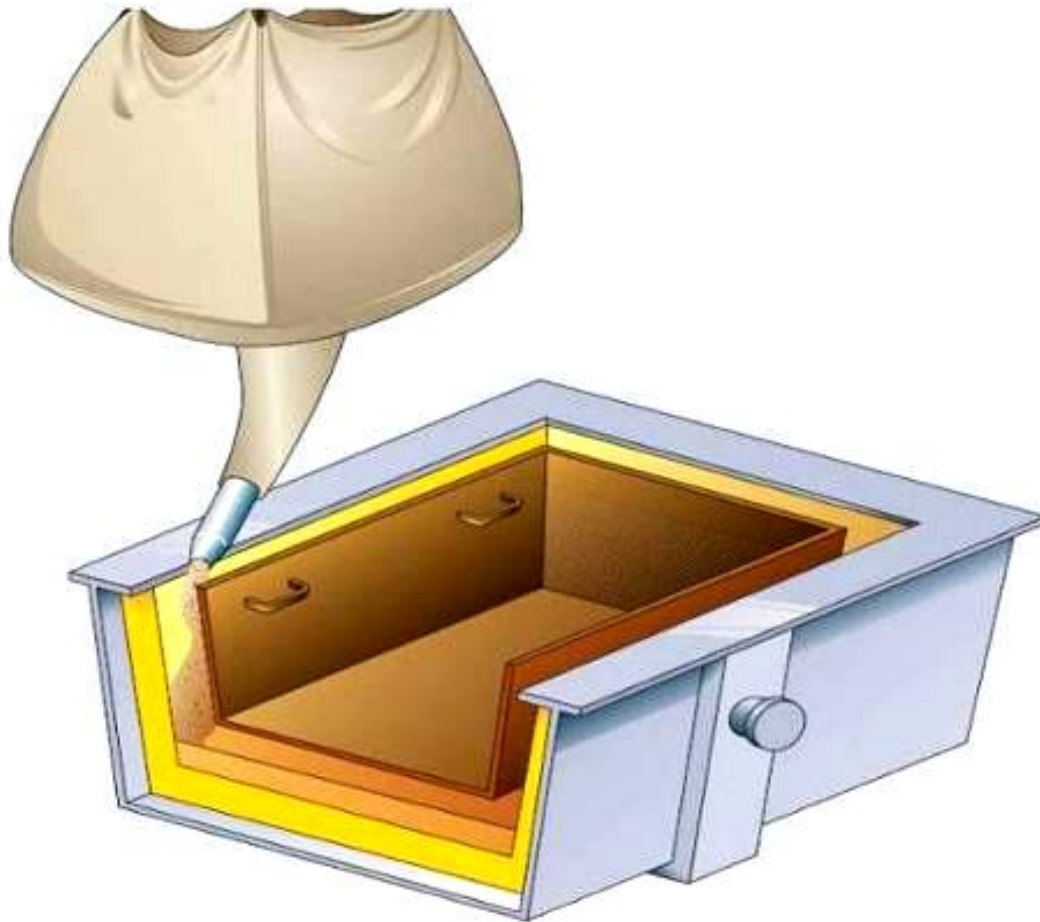


Рисунок 3.19 – Схема виготовлення робочого шару футерівки із застосуванням «сухої» маси

Склад маси розроблений таким чином, що після завершення експлуатації проміжного ковша й охолодження футерівки нижче 400°C робочий шар футерівки втрачає свою будівельну міцність і легко видаляється під час розкантовування ковша.

Така технологія має певні переваги перед традиційною (мокре торкретування) технологією одержання робочого шару:

- не потрібен попередній високотемпературний розігрів робочої футерівки, що суттєво знижує витрати енергоносіїв;
- до 20% зменшується витрата матеріалу для виробництва робочого шару футерівки промковша в порівнянні із традиційною технологією (добре прилипання маси без відскаку-

вання, зафіксована товщина робочої футерівки й відсутня можливість її довільного збільшення);

- скорочується час сушіння й розігріву футерівки промковців, а також зменшується час виконання інших технологічних операцій, що дозволяє зменшити парк промковців;

- відсутність води в робочому шарі виключає виділення водню в розплав під час розливання, що особливо важливо при розливанні відповідальних марок сталей;

- відсутній ризик аварійних ситуацій, пов'язаних з неякісним сушінням торкрет-шару, що має місце за реалізації традиційної технології;

- збільшується ресурс роботи арматурного шару футерівки за рахунок відсутності гідратації під час контакту з водомісткою торкрет-масою;

- немає необхідності мати торкрет-машину, яка вимагає догляду в процесі експлуатації, у тому числі з використання запасних частин, закуповуваних за імпортом.

Арматурний шар футерівки промковша виконується, зазвичай, на базі тиксотропних мас із низьким вмістом цементу і високим вмістом Al_2O_3 , що примусово змішуються з малою кількістю води і ущільнюються вібраторами. Для щільної фіксації арматурного шару використовуються спеціальні анкери, що приварюються до кожуха промковша (рис. 3.20). Відстань від кінців анкерів до поверхні арматурного шару футерівки становить 40-50 мм.

Зазвичай арматурний шар наливають за шаблоном. Його стійкість становить 800-1000 плавок. Монолітну футерівку наливають товщиною 100-120 мм для стін і 180-220 мм для днища. Допускаються періодичні ремонти монолітної футерівки.

Сушіння наливної арматурної футерівки проводиться в спеціальному режимі й потребує особливої точності. На першому етапі сушіння потрібне дотримання температури близько 100-120 °С протягом приблизно 20 годин. Потім температура підігріву рівномірно підвищується до 850-900 °С протягом 20-24 годин.



Рисунок 3.20 – Схема розташування анкерів на стінках промковша

Для контролю процесу розігріву доцільно використовувати систему програмного керування й регулювання полум'я. Під час сушіння, розігріву футерівки й розливання промківш може закриватися металевою або футерованою кришкою з отворами для встановлення пальників, подавання рідкої сталі зі сталерозливного ковша, засипання на дзеркало металу теплоізолювальних матеріалів, установлення стопорів або інших пристроїв.

Однією з переваг такого типу футерівки (порівняно із цегельною), є підвищення твердості промковша в цілому. Однак на практиці для більших промковшів часто спостерігається швидка поява довгих поздовжніх тріщин, що порушує монолітність футерівки й нівелює цю перевагу. Коли футерівка зноситься на 40-60%, вона може бути долита новим матеріалом після механічного обдирання й попереднього очищення кисневим або газокисневим обдуванням.

Основні переваги застосування наливних футерівок промковшів полягають у наступному:

- висока оборотність промковшів (у кілька разів швидше, ніж для промковшів із цегельної футерівки);
- менший час підготовки й підігріву промковша перед експлуатацією;
- збільшення кількості плавок, що розливаються, з одного промковша;
- значне зменшення питомої витрати вогнетривів на тонну сталі.

Між бетонною футерівкою й металевим кожухом промковша встановлюється теплоізоляційний шар, який запобігає втратам тепла металом через футерівку. Для цього застосовують волокнисті теплоізоляційні матеріали, наприклад, мулітокремнеземисту повсть, фетр, картон і т.п. Тип і ефективність ізоляції має визначальне значення під час вибору температурного режиму в промковші. Основні параметри матеріалу теплоізоляційного шару подано в таблиці 3.3.

Таблиця 3.3 – Фізико-технічні показники теплоізоляційного матеріалу

Показники	Одиниці виміру	Значення
Уміст: Al_2O_3	%	48-55
$\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{SiO}_2$	%	93-97
Температура експлуатації	$^{\circ}\text{C}$	1100-1250
Межа міцності	$\text{H}/\text{мм}^2$	3-8
Щільність	$\text{кг}/\text{м}^3$	100-250
Теплопровідність (600 $^{\circ}\text{C}$)	$\text{Вт}/\text{м}\cdot\text{K}$	0,15-0,30

Для запобігання передчасного виведення промковша з експлуатації внаслідок підвищеного зношування футерівки днища в місці падіння струменя сталі додатково встановлюється *металоприймач* з високоміцного бетону певної геометричної форми. Він установлюється в промковші до нанесення торкрет-покриття й додатково розклинюється за допомогою вогнетривких виробів (рис. 3.21).

Установлення *порогів і перегородок* у зону турбулентного руху потоку сталі дозволяє продовжити час знаходження металу в промковші. Точні місця розташування цих елементів визначаються відповідно до геометричних форм промковша. Застосовуючи монолітну арматурну футерівку, місця для установлення порогів й перегородок під час заливання залишають порожніми, а самі вироби встановлюють пізніше.



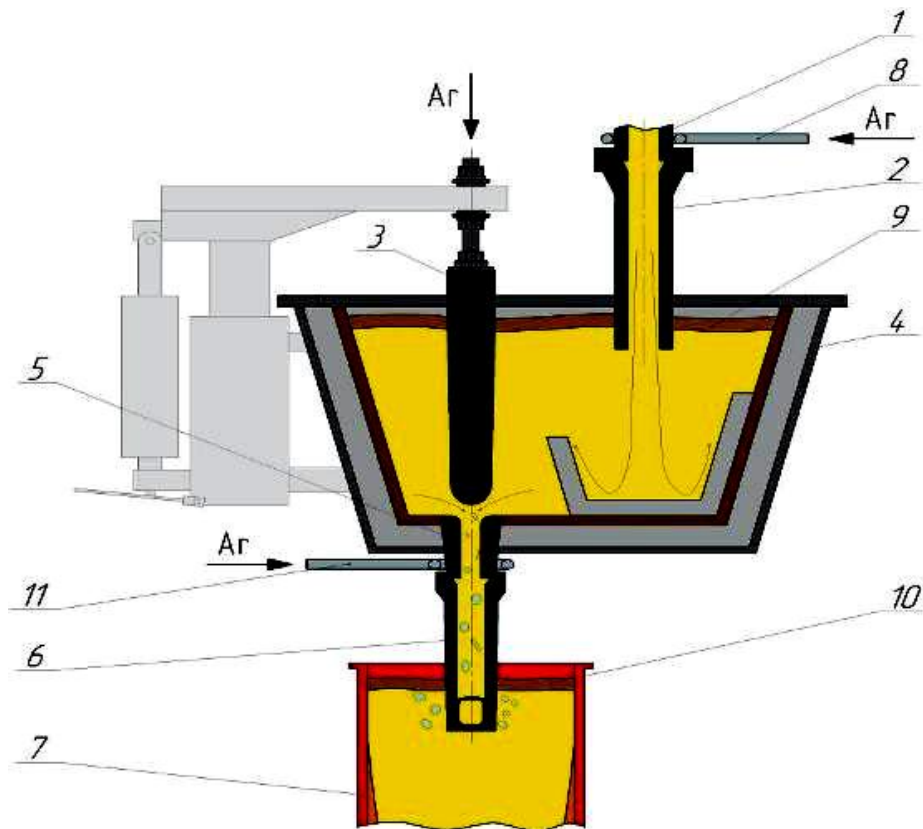
Рисунок 3.21 – Установлення металоприймача й перегородок у промковші

3.2.4 Ізостатичні вогнетриви для дозування сталі і її захисту від вторинного окислення

Розвиток технологічних процесів безперервного розливання сталі вже протягом багатьох десятиліть у значній мірі зумовлює бурхливий прогрес у виробництві корундографітових вогнетривких виробів, що забезпечують дозування сталі і її захист від вторинного окислення. Такі вироби виготовляються переважно методом ізостатичного пресування за складною технологічною схемою.

Позитивною ознакою методу ізостатичного пресування є рівномірність розподілу тиску й щільності в заготовці за рахунок усебічного (ізостатичного) стискання; відсутність втрат на тертя й необхідності в пластифікаторах; відсутність жолоблення під час спікання; довільні співвідношення висоти й поперечного перерізу заготовок і т.п.

До числа ізостатичних пресувальних виробів, застосовуваних за безперервного розливання сталі, належать: захисна труба, яка встановлюється між сталерозливним і проміжним ковшем, стопор і стакан-дозатор промковша, а також заглибний стакан, установлений між промковшем і кристалізатором (рис. 3.22).



- 1 – колектор сталерозливного ковша; 2 – захисна труба; 3 – стопор;
 4 – футерівка промковша; 5 – стакан-дозатор; 6 – заглибний стакан;
 7 – кристалізатор; 8, 11 – пристрій для подавання аргону
 9, 10 – теплоізолювальна і шлакоутворювальна суміш;

Рисунок 3.22 – Схема руху сталі із сталерозливного ковша в кристалізатор МБЛЗ

Ізостатичні вироби для безперервного розливання сталі в процесі експлуатації зазнають термічних ударів, механічного руйнування за рахунок контакту з потоками рідкої сталі й хімічної ерозії за рахунок впливу сталі й шлаків. Такі складні умови експлуатації зумовлюють підвищені вимоги до міцності виробів і достатньо складну технологічну систему їх виробництва.

Виробництво ізостатичних виробів вимагає застосування високотехнологічного й дорогого устаткування. Процес ізостатичного формування складається з:

- вакуумування прес-форми до залишкового тиску $<0,01$ МПа для розтягування оболонки і її щільного прилягання до внутрішньої поверхні перфорованої матриці;
- засипання шихти за одночасної вібрації протягом 30-35 секунд із частотою 50-60 Гц і амплітудою коливання 0,5-0,8 мм;
- вакуумування протягом 5-8 хвилин до залишкового тиску $<0,015$ МПа одночасно з вібрацією й невеликим пригрузом;
- витягання прес-форми з вакуум-камери й переміщення її в контейнер гідростата;
- заповнення контейнера рідиною, прикладання тиску на каучукову оболонку й гідропригруз до значення, що дорівнює 100 МПа, і витримку протягом 30-40 секунд;
- витягання прес-форми з контейнера, сушіння її стисненим повітрям, розбирання форми й знімання пресованого виробу.

Сформований виріб після обробки отвору сушать у «м'якому» режимі з температурою теплоносія 80-95 °С. Висушений виріб піддають механічній обробці, зумовленій неточністю розмірів одержуваних заготовок і шорсткістю їх поверхні. Потім на виріб наносять шар глазурі для захисту графіту від вигорання під час випалу в тунельній печі за температури 1200-1350 °С.

Захисна труба (рис. 3.23а) встановлюється в процесі розливання сталі між сталерозливним і проміжним ковшами

(рис. 3.23б) і призначається для захисту сталі від вторинного окислення на цій ділянці руху.



а)



б)

Рисунок 3.23 – Захисна труба (а) і її розташування на ділянці сталерозливний – проміжний ківш (б)

Конструкція й геометрична форма захисної труби може суттєво змінюватися залежно від умов розливання й вимог замовника. Найбільш суттєве зношування захисних труб відбувається у зоні, що контактує з теплоізолювальною сумішшю, яка знаходиться на дзеркалі металу в промковші або в зоні нижнього торця, заглибленого в метал. Залежно від хімічного складу покривної теплоізолювальної суміші й умов розливання стійкість захисної труби може становити до 4-6 плавов, а за відповідного посилення в зоні шлакового поясу (наприклад, керамікою на основі діоксиду цирконію) експлуатаційна стійкість може досягати 7-8 плавов і більше.

На практиці з'єднання між колектором шибєрного затвору й захисною трубою не є герметичним, що зумовлює можли-

вість проникнення повітря у внутрішню порожнину захисної труби за рахунок ефекту Вентурі. Для запобігання підсмоктуванню повітря в стик між колектором шибєрного затвору й захисною трубою рекомендується подавання аргону через розподільне кільце, розташоване над стиком. Альтернативним варіантом захисту стику від проникнення повітря є створення «аргонового» бар'єру за допомогою спеціального жакета, розташованого безпосередньо на верхній частині захисної труби (рис. 3.24) або пристосування у вигляді розподільного кільця, розміщеного безпосередньо над стиком (рис. 3.22).



Рисунок 3.24 – Поздовжній розріз верхньої частини захисної труби з металевим жакетом для подавання аргону

Стопор-моноблок (рис. 3.25) є важливою функціональною частиною промковша МБЛЗ, що забезпечує дозоване подавання сталі в кристалізатори, перекриття каналу стакана-дозатора у випадку технологічної необхідності, подавання аргону в струмінь сталі та ін. Точний розрахунок геометрії головки стопора-моноблока є вкрай важливим з погляду стабільності дозування металу протягом тривалого часу. Особливо це стає актуальним за використання автоматичних систем підтримки рівня металу в кристалізаторі МБЛЗ.

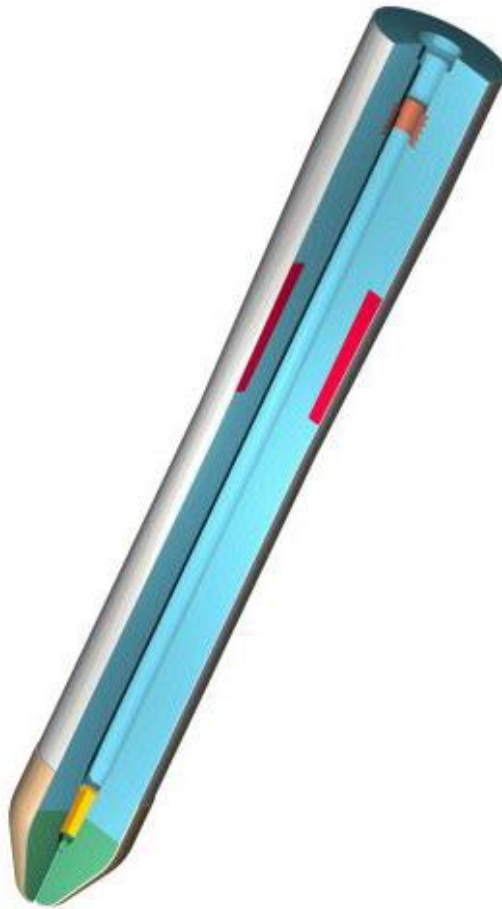


Рисунок 3.25 – Стопор-моноблок у розрізі

Основні види навантажень, дії яких зазнає стопор під час розливання, можна згрупувати в такий спосіб:

- термічні напруження, пов'язані з термоударом у момент початку розливання (заповнення промковша рідкою сталлю) і нерівномірністю нагрівання частин стопора занурених в сталь і розташованих над рідкою ванною;

- згинальні навантаження, пов'язані з дією виштовхувальної сили, під час занурення стопору в рідку сталь, а також ті, що виникають під час закривання отворів стакан-дозатора стопором (за умови відхилення осі стопора від вертикалі);

- ерозійне зношування стопора в зоні шлакового пояса, що викликає зменшення площі його поперечного перерізу й знижує загальну міцність циліндричної частини;

– віброударні навантаження, пов'язані з деяким вібруванням стопора в процесі розливання сталі, обумовленим умовами витікання металу через отвір стакан-дозатора;

– навантаження, пов'язані зі зміною тиски газу у внутрішній порожнині стопора внаслідок нерівномірного (або припинення) подавання аргону, інжектowanego в сталь.

Найбільше поширення на практиці одержала схема кріплення стопора-моноблока з виконавчою штангою за допомогою впресованої в тіло стопора металевої або керамічної гайки. Під час монтажу стопора сталева штанга вкручується в гайку, розташовану в стопорі, а потім додатково фіксується зовнішньою гайкою. Така схема забезпечує швидке й надійне з'єднання стопора й сталевих штанг.

Важливою конструктивною особливістю стопорів-моноблоків є наявність технологічної можливості вдування аргону в струмінь металу в процесі розливання. Вдування аргону через стопор-моноблок використовується як технологічний прийом, що забезпечує стабілізацію процесів витікання металу із промковша в кристалізатор, зменшення ефекту заростання («клогінгу») оксидами алюмінію внутрішньої порожнини стакан-дозатора й заглибного стакана внаслідок їхньої флотації, а також керування глибиною проникнення струменя сталі в рідку ванну кристалізатора. Для інжектування аргону в головці стопора передбачається або наскрізний отвір діаметром 5-7 мм, або встановлюється газопроникна пробка. Газопроникна пробка потрібна як захисний елемент, що запобігає проникненню рідкого металу у внутрішню порожнину стопора у випадку несанкціонованого припинення подавання аргону. Крім того, за використання такої пробки вдається забезпечити інжекцію у вигляді більш дрібних пазирів аргону.

Найбільш уразливим місцем під час руйнування стопора на практиці є його головка, що зазнає механічного зношування й ерозії внаслідок хімічних реакцій. Тому на практиці головка стопора виконується з більш міцного матеріалу або на основі суміші оксиду магнію й графіту на вуглецевім зв'язуванні, або на основі суміші оксиду алюмінію й графіту з до-

мішками діоксиду цирконію на вуглецевій зв'язці. Обидва ці матеріали цілком сумісні з матеріалом основного тіла стопора й тому пресуються спільно.

Стакан-дозатор (рис. 3.26), установлений у днищі промковша, забезпечує витікання сталі й формування компактного струменя.

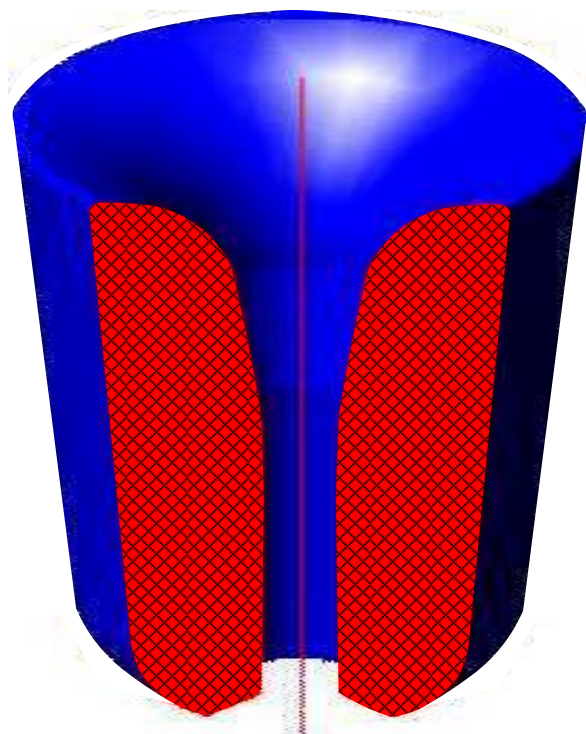


Рисунок 3.26 – Стакан-дозатор

Стійкість стакана-дозатора, отриманого методом ізостатичного пресування, визначається загальною міцністю матеріалу, що перешкоджає його руйнуванню в процесі розливання, локальним руйнуванням стакана-дозатора в зоні його контакту з головою стопору, сколюванням матеріалу в місці контакту із заглибним стаканом і швидкістю заростання його внутрішньої порожнини неметалевими й шлаковими включеннями. Крім того, за частої заміни заглибного стакана може відбуватися часткове руйнування (сколювання) нижньої частини стакана-дозатора, яка може бути виконана як плоскою

(за стикування «конус у конус»), так і сферичною (за стикування «сфера у сферу»).

У цьому випадку відбувається вільне підсмоктування повітря у внутрішню порожнину заглибного стакану, що значно підвищує інтенсивність вторинного окислення струменя сталі й руйнує матеріал виробу.

Зменшення швидкості заростання внутрішньої порожнини стакану-дозатора може бути досягнуте з використанням спеціального керамічного «антиклоггінгового» покриття, принцип дії якого полягає у зв'язуванні оксидів алюмінію, що осідають на поверхні стакану-дозатора, у легкоплавкі з'єднання. Установлено, що таке покриття у 2-3 рази підвищує тривалість роботи заглибного стакану без промивань киснем.

Заглибний стакан (рис.3.27) є найважливішим функціональним елементом, що забезпечує підведення струменя під рівень металу в кристалізатор, сприяючи раціональній організації руху конвективних потоків у рідкій ванні, а також захист сталі від вторинного окислення на ділянці «промківш-кристалізатор».



Рисунок 3.27 – Заглибний стакан

На практиці розрізняють наскрізні й глуходонні заглибні стакани, що мають два бічні отвори для слябових МБЛЗ і чотири для блюмових. У промислових умовах виведення з експлуатації корундографітових заглибних стаканів дуже часто зумовлюється або ерозійним зношуванням у зоні шлакового поясу, або заростанням їх внутрішньої порожнини включеннями глинозему, що перешкоджає нормальному витіканню сталі із промковша в кристалізатор (рис. 3.28).



а)

б)

Рисунок 3.28 – Фотографії ерозійного зношування заглибного стакана в шлаковому поясі (а) і заростання внутрішньої порожнини включеннями Al_2O_3 (б)

Для збільшення стійкості зона шлакового поясу заглибного стакана виконується з оксиду цирконію, який добре протистоїть ерозійному зношуванню. Для підвищення ефективності захисту сталі від вторинного окислення (а, отже, і швидкості заростання внутрішньої порожнини) на практиці використовуються заглибні стакани, сполучені із стаканомдозатором у єдиний виріб і встановлювані безпосередньо в промковші. Незважаючи на досить очевидні технологічні переваги таких заглибних стаканів, слід зазначити, що підготовка їх до експлуатації (точне установлення в промковші із прив'язкою до осі кристалізатора та підігрів виробу перед початком розливання) вимагає додаткових зусиль і витрат.

Перед початком розливання корундографітові заглибні стакани нагріваються до температури 1000-1100 °С. Нагрі-

вання заглибних стаканів здійснюється або в спеціальних печах, або з використанням спеціальних пальників (рис. 3.29).



а)

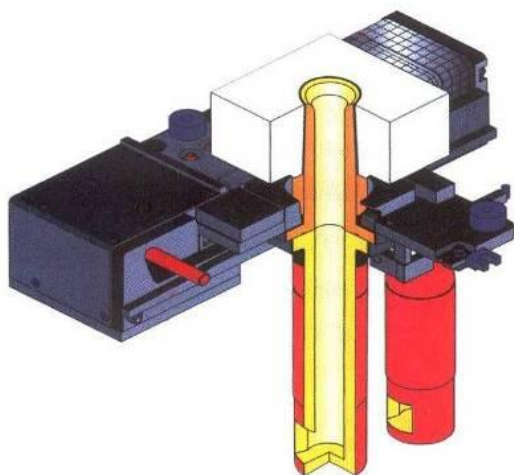
б)

Рисунок 3.29 – Нагрівання заглибних стаканів перед розливанням: а – нагрівання в печі; б – нагрівання пальником

У сучасній практиці безперервного розливання слябової заготовки все більшого поширення одержує техніка швидкої заміни заглибного стакану. Така заміна досягається за допомогою спеціального пристосування, встановленого під днищем промковша, що й забезпечує швидке переміщення заглибних стаканів (нового й старого) уздовж площини ковзання (рис. 3.30). Заміна заглибного стакану здійснюється протягом однієї двох секунд, що не порушує нормального ходу процесу розливання (не змінюється положення головки стопора, не припиняється робота системи автоматичного контролю рівня металу в кристалізаторі й т.п.).

Такі системи забезпечують підвищення виходу придатного (за рахунок вилучення втрат металу під час заміни заглибного стакану за традиційною схемою) при деякому

спрощенні процесу монтажу й демонтажу виробів у ході розливання. Разом з тим стакан-дозатор і заглибний стакан для такої системи виявляються, щонайменше, в 1,5-2 рази дорожчі через ускладнення технології їх виготовлення.



а)

б)

Рисунок 3.30 – Схема (а) і процес (б) швидкої заміни заглибного стакана в кристалізаторі слябової МБЛЗ

Слід також зазначити, що розглянута система швидкої заміни заглибного стакана виявляється малоефективною у випадку інтенсивного заростання внутрішньої порожнини стакана-дозатора оксидами алюмінію. Більше того, під час заростання стакана-дозатора виявляється неминучою зупинка струмка МБЛЗ внаслідок відсутності технічної можливості «промивання» його внутрішньої порожнини.

3.3 Кристалізатор МБЛЗ

Кристалізатор являє собою один з найбільш функціонально важливих вузлів, що визначають раціональну роботу МБЛЗ й оптимальну якість безперервнолитої заготовки.

3.3.1 Формування твердої скоринки безперервнолитого зливка й теплообмін у кристалізаторі

Кристалізатор призначений для приймання рідкого металу, що потрапляє в нього із промковша, а також переведення частини рідкої сталі у твердий стан за допомогою інтенсивного відведення тепла охолодною водою. Сталь із промковша потрапляє в кристалізатор або відкритим струменем, або за допомогою підведення під рівень металу за допомогою заглибного стакана (рис. 3.31).



а)



б)

Рисунок 3.31 – Подавання сталі в кристалізатор відкритим струменем на сортовій МБЛЗ (а) і слябовій МБЛЗ з використанням заглибного стакана (б)

У кристалізаторі відбувається формоутворення конфігурації заготовки за допомогою нарощування твердої скоринки. Процес формування твердої скоринки супроводжується виділенням тепла в навколишнє середовище (через стінки кристалізатора). При цьому можливе «прихоплювання» (прилипання) твердої скоринки до поверхні кристалізатора, яке сприяє утворенню проривів твердої оболонки на виході з нього. За час перебування розплаву в кристалізаторі від заготовки відводиться 15-30% усього тепла, яке акумульовано металом.

Особливістю роботи кристалізатора є інтенсивне відведення тепла від заготовки. Так температура сталі в рідкій серцевині заготовки, що перебуває в кристалізаторі, принаймні, на кілька градусів перевищує температуру початку її затвердіння (температура ліквідусу). Характерний розподіл температури в поперечному перерізі кристалізатора й заготовки за наявності газового зазору між заготовкою й стінкою кристалізатора наведено на рисунку 3.32.

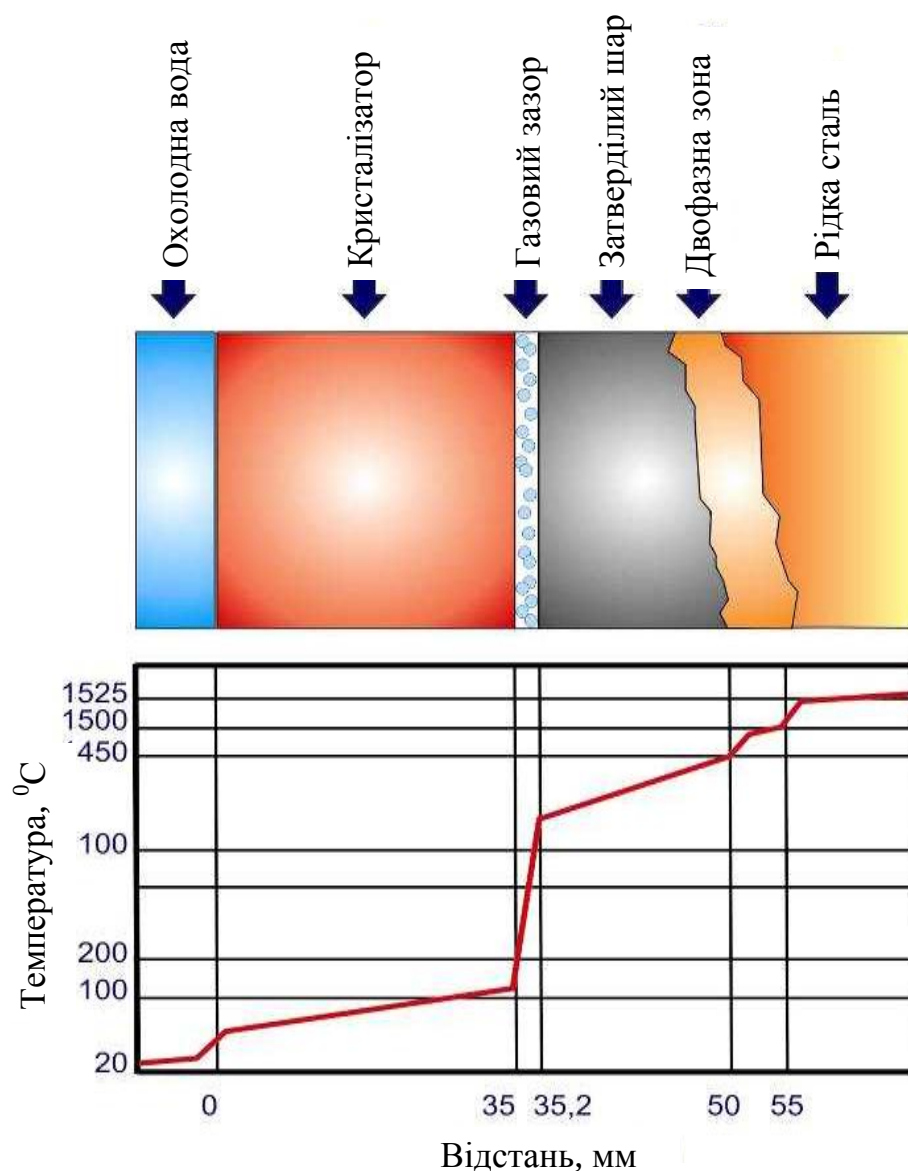


Рисунок 3.32 – Характер зміни температури від рідкої сталі до охолодної води

Для сталей різних марок температура ліквідус може коливатися від 1460 °С до 1539 °С. Розраховується температура ліквідус за наближеними емпіричними формулами. Наприклад

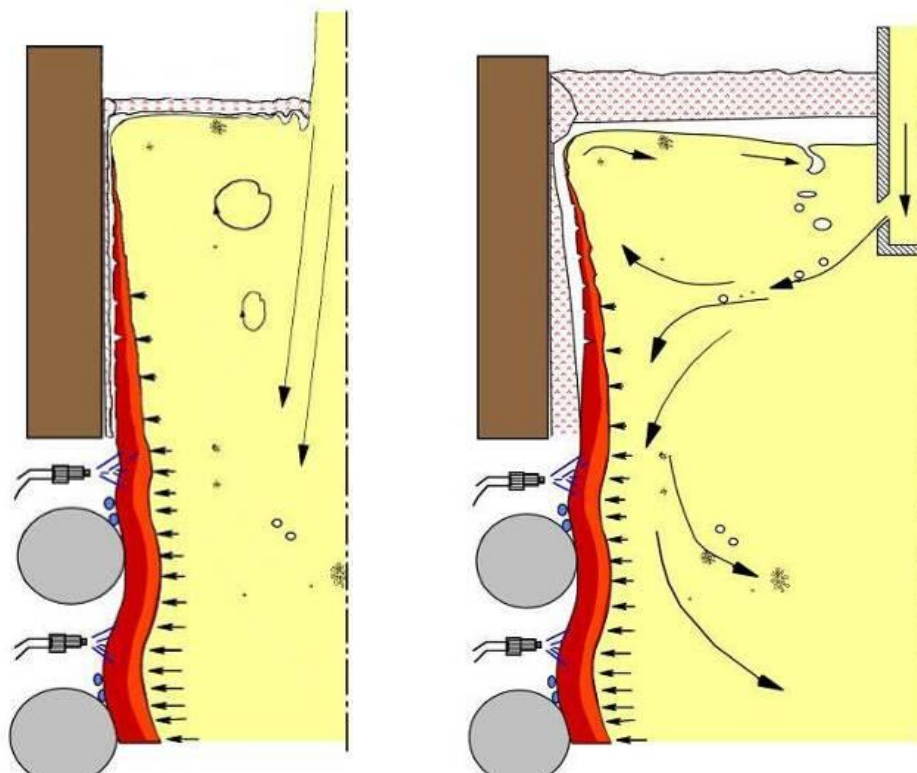
$$T_L = 1536 - (78 \cdot [\%C] + 7,6 \cdot [\%Si] + 4,9 \cdot [\%Mn] + 1,3 \cdot [\%Cr] + 3,1 \cdot [\%Ni] + 4,7 \cdot [\%Cu] + 6 \cdot [\%Al] + 34,4 \cdot [\%P] + 38 \cdot [\%S]).$$

Інтенсивність теплопередавання за поданою схемою залежить від наступних процесів:

- конвективного руху потоків сталі вздовж межі затвердіння;
- теплопередавання через двофазну зону заготовки (і довжини двофазної зони);
- інтенсивності відведення тепла через затверділу скоринку заготовки;
- теплопередавання через газовий зазор між затверділою оболонкою заготовки і внутрішньою поверхнею кристалізатора;
- тепловідведення через захисне покриття й безпосередньо мідну стінку кристалізатора;
- передавання теплоти охолодній воді.

Струмінь сталі, що потрапляє в кристалізатор із промковша, має значну кінетичну енергію, достатню для перемішування великих об'ємів рідкого металу. Не аналізуючи детально умов перемішування металу в кристалізаторі падаючим струменем, зазначимо лише, що там, де ці потоки мають більшу швидкість, відбувається більш інтенсивне прогрівання стінки кристалізатора, а наростання твердої скоринки вповільнюється.

Характер руху потоків сталі під час розливання відкритим струменем і під рівень суттєво відрізняються. Зразок схематичного розподілу потоків рідкої сталі в процесі безперервного розливання, який спостерігається на прозорих і математичних моделях, наведено на рисунку 3.33.



а)

б)

Рисунок 3.33 – Характер потоків сталі в кристалізаторі під час розливання відкритим струменем (а) і під рівень (б)

Переміщення рідкого металу в кристалізаторі зумовлене наступними процесами:

- вертикальним рухом струменя металу із промковша в кристалізатор. Під час розливання відкритим струменем метал продовжує рухатися вертикально вниз і безпосередньо в рідкій ванні заготовки, проникаючи на глибину в кілька метрів. Використовуючи заглибний стакан, струмінь металу проникає в рідку ванну заготовки також вертикально або під кутом, відповідним до кута нахилу отворів у заглибному стакані;

- конвективними потоками в рідкій ванні заготовки, зумовленими зануренням у розплав струменя (або струменів) металу, що впливає із промковша (заглибного стакану);

– хвильовими процесами на дзеркалі металу в кристалізаторі, які негативно впливають на якість поверхні заготовки внаслідок захоплення шлакоутворювальної суміші;

– бурлінням поверхні металу під час розливання відкритим струменем або під час вдування аргону через стопор-моноблок.

Вибір раціональної схеми підведення струменя металу в кристалізатор визначається цілою сукупністю технологічних міркувань. Однак, найбільший вплив на прогрівання стінки кристалізатора й підмивання твердої скоринки виявляють потоки в точках перетинання траєкторії руху струменя з поверхнею кристалізатора. Разом з тим, в окремих випадках потоки металу, що виходять із заглибного стакана, доцільно направляти під кутом нагору з метою обігріву меніска в кутах бічних граней кристалізатора. У цьому випадку найбільш складні гідродинамічні й теплофізичні умови формування скоринки затверділого металу спостерігаються на межі зворотних потоків зі стінкою кристалізатора й шлаками на меніску, що використовуються для утеплення.

Розрахункові дані зміни температури затверділого шару металу й шлаків, що утеплюють меніск у початковий момент формування скоринки зображено на рисунку 3.34.

Через порушення конфігурації перерізу випускних каналів і їх нахилу турбулентні струмені металу, що поширюються нижче заглибного стакана, можуть мати значні відхилення від осі кристалізатора. Такий нерівномірний розподіл вихрових потоків викликає в окремих місцях непрогнозоване підмивання скоринки й виникнення підповерхневих тріщин. Ослаблення міцності скоринки відбувається, насамперед, у місцях, що прилягають до кутів кристалізатора. Унаслідок усадки скоринки вздовж її граней відбувається утворення зазору, що різко скорочує тепловідведення від турбулентних потоків, що проносяться всередині каркаса безперервної заготовки, що твердне. Зазначені обставини призводять до розвитку нерівномірної кристалізації в поперечному перерізі заготовки.

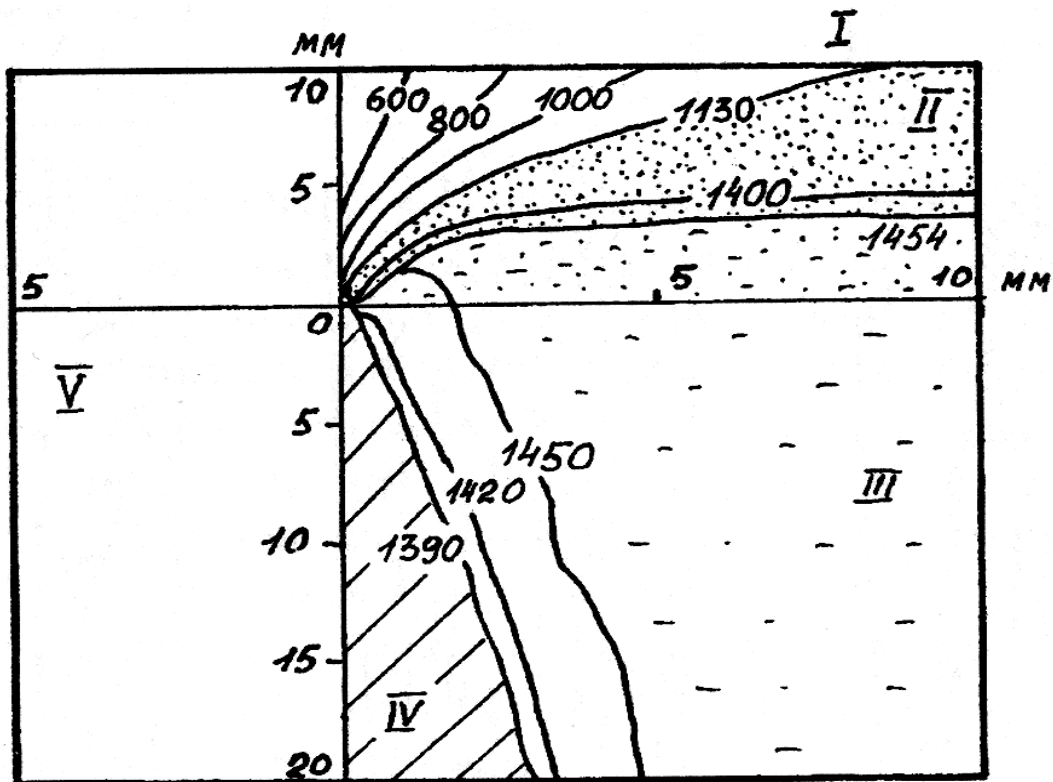


Рисунок 3.34 – Розподіл полів температур ($^{\circ}\text{C}$) поблизу меніска:

- I – сипка шлакоутворювальна суміш;
 II – розм'якшений рідкий шлак; III – рідка сталь;
 IV – тверда скоринка; V – стінка кристалізатора

У міру наростання скоринки затверділого металу тепловий потік до стінки кристалізатора зменшується. Цьому ж сприяє поступове збільшення газового зазору. Нерівномірний розподіл теплових потоків при просуванні заготовки викликає нерівномірне прогрівання стінки кристалізатора. Різна температура твердих шарів скоринки затверділого металу викликає їхню різну усадку й деформацію, що призводить до виникнення складнонапруженого стану затверділої оболонки заготовки.

Найбільший опір відведенню тепла від рідкого металу створює газовий зазор між поверхнею заготовки й кристалізатором, розмір якого визначається теплофізичними властивостями розливої сталі, матеріалом захисного покриття кристалізатора, а також його конфігурацією. Простір між поверхнями, що утворюють зазор, може бути заповнений різ-

ними газами, рідкими шлаками й твердими частками шлакоутворювальної суміші, що мають суттєво меншу теплопровідність, чим сталь і мідь. Залежно від величини усадки в зазорі виникає й розвивається теплообмін випромінюванням. При цьому безупинно подавана в кристалізатор шлакоутворювальна суміш створює шар шлаків, що підвищує однорідність теплових потоків по периметру заготовки.

Наявність деякого прошарку шлаків зменшує температуру внутрішньої поверхні кристалізатора. Тому в певних випадках вона може викликати збільшення коефіцієнта тертя під час витягування заготовки із кристалізатора. За зниження в'язкості шлаків сила тертя, що гальмує витягування заготовки із кристалізатора, зменшується, а сам шлак може виконувати функції змащення. На процес затікання шлаків у зазор значно можуть впливати електромагнітне поле в кристалізаторі, вібрація кристалізатора й показники рідкоплинності шлаків.

Відділення скоринки каркаса заготовки, що твердне, від поверхні кристалізатора настає в той момент затвердіння, коли швидкість усадки перевищує швидкість пластичної деформації сталі. Чим менше сила опору усадки, тим раніше утворюється зазор. Слід зазначити великий вплив на цей процес хімічного складу сталі, її інтервалу затвердіння й значення коефіцієнта лінійної усадки. Основна кількість тепла від заготовки, що твердне, до стінок кристалізатора (70-80%), відводиться нижче зони контактного теплообміну, висота якого становить 180-250 мм.

Повітряний зазор, який заважає відведенню тепла може бути усунутий або, принаймні, скорочений до мінімуму, а теплопередавання оптимізоване, якщо контур кристалізатора буде в максимальному ступені відповідати контуру скоринки безперервного злитка. Контур скоринки значною мірою визначається її первинним формуванням на меніску й характеризується зміною об'єму під впливом температури під час проходження через кристалізатор. Довгий час на практиці використовувалися кристалізатори, що мають постійний показник конусності уздовж усієї довжини грані. Разом з тим, з підвищенням швидкості витягання заготовки до величини декількох метрів

за хвилину така конструкція кристалізатора виявляється недостатньо ефективною з погляду відведення тепла. Багатьма дослідниками рекомендується робити поправку на природну усадку безперервнолитого злитка й виконувати внутрішню поверхню кристалізатора у вигляді так званого параболічного профілю. Параболічний профіль досягається шляхом створення багатоступінчастої конусності стінок кристалізатора.

Промислові випробування таких кристалізаторів продемонстрували, що вони дозволяють досягти високої швидкості лиття для заготовок малого перерізу (до 5-7 м/хв.). При цьому завдяки поліпшенню умов теплопередавання по всій довжині технологічна довжина кристалізатора збільшується до 1000-1200 мм. Разом з тим слід зазначити, що за використання параболічних кристалізаторів може спостерігатися підвищене тертя заготовки на виході з нього, що призводить до ривків у її русі й ускладнює роботу системи автоматичної підтримки рівня металу в кристалізаторі.

Певні труднощі під час експлуатації кристалізаторів з параболічною конусністю викликає підвищене зношування стінок кристалізатора у випадку зайвої його конусності під час зміни параметрів лиття. Найбільш яскраво це проявляється в області ребер злитка в нижній частині кристалізатора, що викликає неприпустимо велике тертя під час витягування. Досить ефективним способом зменшення ступеня інтенсивного охолодження кутів безперервнолитого злитка й підвищення ступеня однорідності охолодження заготовки в кристалізаторі є технологія «КОНВЕКС» (фірма «Конкаст», Швейцарія), що передбачає використання кристалізатора змінного поперечного перерізу внутрішньої порожнини (рис. 3.35).

У зоні меніска поверхня заготовки має яскраво виражену опуклу форму, що поліпшує умови тепловідведення через стінки кристалізатора. У міру його опускання опуклість бічних граней, яка формується стінками кристалізатора, плавно зменшується і на виході із кристалізатора вона отримує правильну квадратну форму. При цьому товщина твердої скоринки по всьому поперечному перерізу заготовки зберігається постійною.

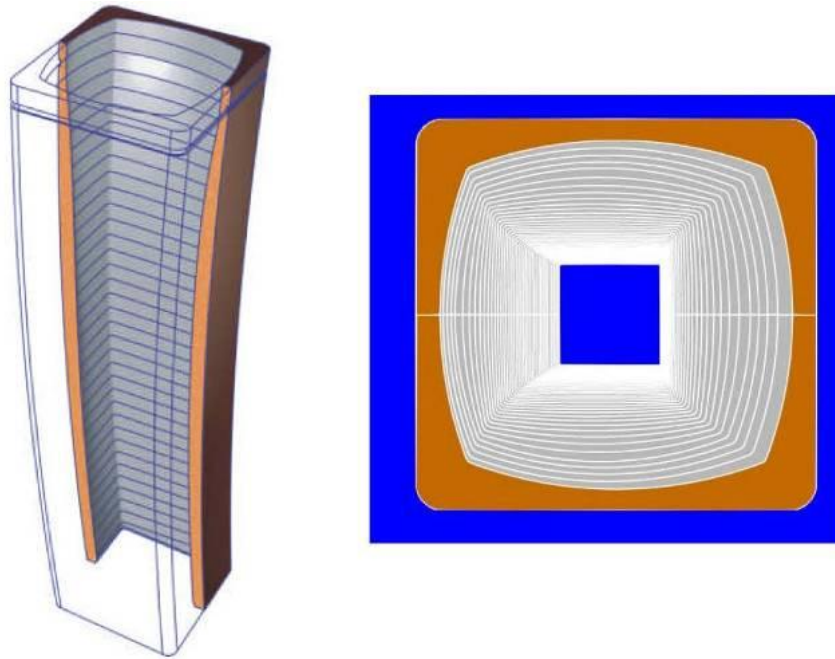


Рисунок 3.35 – Схематичне зображення конструкції внутрішньої частини кристалізатора КОНВЕКС

У цілому процеси відведення тепла від поверхні твердої скоринки заготовки через стінки кристалізатора мають визначальне значення з погляду динаміки наростання твердої фази і, як наслідок, формування поверхневих і підповерхневих дефектів. Для забезпечення високої продуктивності МБЛЗ й необхідної якості поверхні провідні фірми (виробники МБЛЗ) прагнуть оптимізувати геометричну форму кристалізатора, відходячи від класичних конструкцій. Очевидно, зусилля в галузі створення оптимальної геометричної форми кристалізатора будуть тривати, що дозволить розливати сталь із ще більшими швидкостями.

Великий вплив на теплообмін виявляють шорсткість і хвилястість поверхні. Відстань між нерівностями за шорсткості перевищує їхню висоту в десятки разів, а за хвилястості в сотні. Коли зближуються дві поверхні, у контакт вступають, насамперед, найбільш високі нерівності. У міру зростання тиску на скоринку затверділого металу відбувається деяка деформація нерівностей, і до контакту підключаються нові,

більш низькі виступи. При цьому кількість контактних плям і відносна площа фактичного контакту збільшуються. У цих умовах теплота передається від одного тіла до іншого, насамперед, через плями безпосереднього зіткнення. Тому лінії теплового потоку завжди стягаються до плям, де відбувається концентрація теплового потоку.

Зазвичай для аналізу контактного теплообміну дотичні тіла ділять на ряд паралельних каналів, що мають однаковий середній радіус і кількість каналів, яка дорівнює числу плям контакту. Питомий контактний тепловий потік від скоринки виливка, що притискається до форми, у цьому випадку можна визначити з рівняння

$$q_n = (Pa / Eh)^m (T_1 - T_2) / a,$$

де λ і E – теплопровідність і модуль пружності твердого тіла;

a – радіус плями контакту;

P – механічний тиск на скоринку заготовки, що твердне;

h – висота нерівностей на поверхні заготовки;

T_1 і T_2 – температури дотичних поверхонь;

m – коефіцієнт зв'язку між відомими з досліджень значеннями q_n та (Pa / Eh) , який можна отримати експериментально у результаті термометрування досліджуваних поверхонь.

Тривалість контактного теплообміну може бути збільшена за рахунок технологічних заходів, що сприяють підвищенню пластичних властивостей сталі за температур її затвердіння. Чисті кристали заліза, наприклад, за високих температур мають високі пластичні властивості й можуть деформуватися внаслідок повзності сталі більш тривалий час, чим вуглецеві сталі. Така властивість пластичного заліза, безсумнівно, буде сприяти збільшенню тривалості контактного теплообміну в кристалізаторі шляхом оптимізації його геометричної форми.

Присутність неметалевих включень суттєво зменшує зчеплення між кристалами й викликає різке зниження пласти-

чних властивостей, сприяючи більш швидкому відходу оболонки заготовки від стін кристалізатора. Тому пластичність сталі за високих температур залежить, насамперед, від хімічного складу сталі, її температури плавлення, характеру розташування неметалевих включень, режиму розкислення сталі й позапічної обробки. Якщо хімічний склад сталі після розкислення сприяє швидкому затвердінню неметалевих включень у глобулярній формі, то пластичність сталі за високих температур підвищується. Якщо в процесі кристалізації виділяються легкоплавкі включення по границях зерен, які в період інтенсивного розвитку усадки перебувають ще в рідкому стані, затверділа скоринка оболонки заготовки може протистояти без утворення тріщин меншому феростатичному тиску. Такі властивості металу викликають необхідність зниження швидкості безперервного розливання й вимагають скорочення тривалості контактного теплообміну.

Відомо, що складом і характером розташування сульфідних і оксисульфідних неметалевих включень можна деякою мірою керувати за допомогою кількості алюмінію, що вводиться під час розкислення сталі. Для одержання неметалевих включень у глобулярній формі й підвищення пластичних властивостей сталі відома залежність, що дозволяє визначити оптимальний уміст алюмінію, застосовуваного для розкислення вуглецевих марок сталі

$$Al = 0,01/[C] + 0,035,$$

де $[C]$ – уміст вуглецю в сталі, %;

0,035 – залишковий уміст Al в металі після його розкислення.

Тепловий потік від поверхні заготовки, яка твердне, до внутрішньої поверхні мідного кристалізатора являє собою комбінацію кондуктивного й радіаційного теплопередавання

$$q_3 = \lambda_3 (T_{нов} - T_{кр})/\delta + \varepsilon \sigma_o (T_{нов}^4 - T_{кр}^4),$$

де λ_3 – теплопровідність газу в зазорі;
 $(T_{нов} + T_{кр})/2$; $T_{нов}$ – температура поверхні заготовки;
 $T_{кр}$ – температура внутрішньої поверхні кристалізатора;
 δ – товщина газового зазору;
 ε – наведений ступінь чорноти поверхонь, які контактують (дорівнює $1/\varepsilon = (1/\varepsilon_1) + (1/\varepsilon_2)$);
 ε_1 і ε_2 – ступінь чорноти поверхонь заготовки й кристалізатора;
 σ_o – постійна Стефана Больцмана, $5,67 \cdot 10^{-8}$ Вт/(м²·°С);

Теплопровідність газів підраховують при будь-якій температурі за наступною залежністю

$$\lambda = \lambda_o (T/T_o)^n,$$

де λ_o – теплопровідність при $T_o = 0$ °С;
 n – дослідний коефіцієнт.
 T_o і T – відповідно, температури газу вихідна й у процесі теплообміну.

За різними оцінками, що базуються на прямих вимірах, температура робочої поверхні кристалізатора зазвичай становить 160-180 °С. Значення цієї температури може змінюватися залежно від низки чинників: теплопровідності матеріалу стінки кристалізатора, інтенсивності відбору тепла водою, товщини стінки кристалізатора, складу й товщини робочого покриття й т.п.

Експериментальними дослідженнями встановлено, що найбільш інтенсивне відведення тепла спостерігається в зоні кристалізатора, розташованій на 170-220 мм нижче дзеркала металу (рис. 3.36).

Зменшення інтенсивності тепловідведення нижче цього рівня пояснюється тим фактом, що, просуваючись у нижні горизонти кристалізатора, тверда скоринка не завжди щільно прилягає до його внутрішньої поверхні. Це пов'язано зі зменшенням розмірів твердого каркасу внаслідок розвитку усад-

кових явищ. Крім того, на практиці інтенсивність відведення тепла по кутах кристалізатора зазвичай помітно нижче, чим по гранях у зв'язку зі швидким відходом твердої скоринки заготовки саме в кутах кристалізатора.

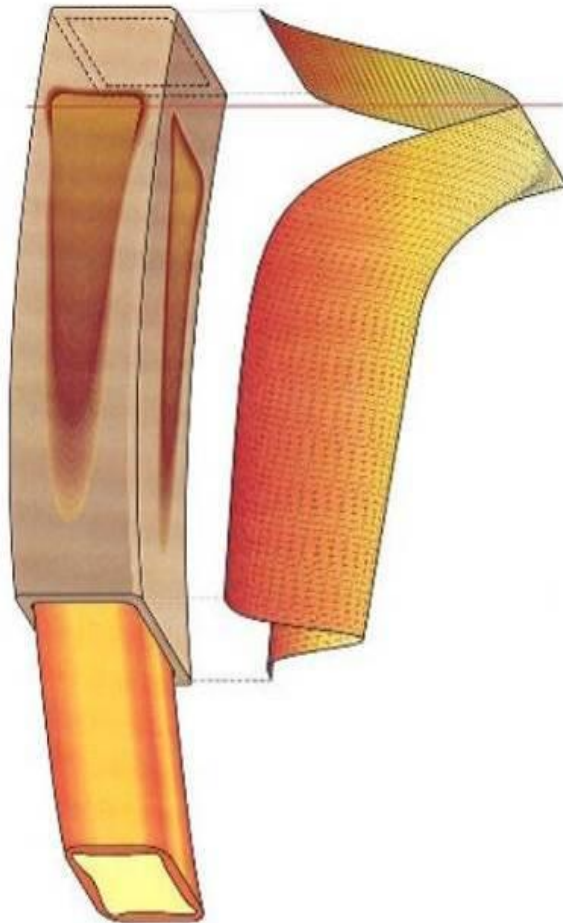


Рисунок 3.36 – Схематичний розподіл локальних теплових потоків по поверхні сортової заготовки в кристалізаторі

Для посилення контактного теплообміну (підвищення інтенсивності тепловідведення) між стінкою кристалізатора й заготовкою необхідно прагнути забезпечити наступні умови:

- підвищення контактного тиску між заготовкою й стінкою кристалізатора з метою регулювання (зменшення) величини газового зазору;

– заповнення міжконтактного зазору між заготовкою й кристалізатором спеціальними шлакоутворювальними сумішами, що мають регламентовані показники теплопровідності й в'язкості;

– нанесення на поверхню кристалізатора спеціальних покриттів з регламентованою теплопровідністю й зносостійкістю;

– запобігання підвищеного локального зношування й жолоблення стінок кристалізатора, що збільшує газовий зазор.

У практиці розливання сталі перевага віддається кристалізаторам, виготовленим з первинної міді, сплавів рафінованої міді зі сріблом (0,15-0,2%) й іншими елементами, що мають високу теплопровідність або підвищують міцність матеріалу. На робочу поверхню кристалізаторів також наносяться спеціальні зносостійкі покриття на основі хрому, нікелю й т.п. Для забезпечення інтенсивності тепловідведення мідні стінки прохолоджуються проточною водою, яка подається з високою витратою в спеціальні канали.

У результаті перебування металу в кристалізаторі повинна сформуватися тверда скоринка, достатня для того, щоб, виходячи з нього, заготовка мала міцну оболонку, яка не допускає проривів і розтріскувань твердого каркасу. Товщину твердої скоринки δ (мм) можна з достатньою точністю оцінювати за наближеною емпіричною формулою (закон квадратного кореня)

$$\delta = (3,0 \div 3,7) \tau^{0,5},$$

де τ – час затвердіння скоринки (від моменту потрапляння металу в кристалізатор), с.

За погіршення контакту будь-якої частини заготовки зі стінкою кристалізатора спостерігається локальне зменшення товщини твердої скоринки, що призводить до погіршення міцнісних властивостей твердого каркасу злитку в цій області. Найбільш часто це проявляється в кутах заготовки (рис. 3.37).

Нерівномірне зростання твердої скоринки призводить до виникнення внутрішніх термічних напруг у твердому каркасі.

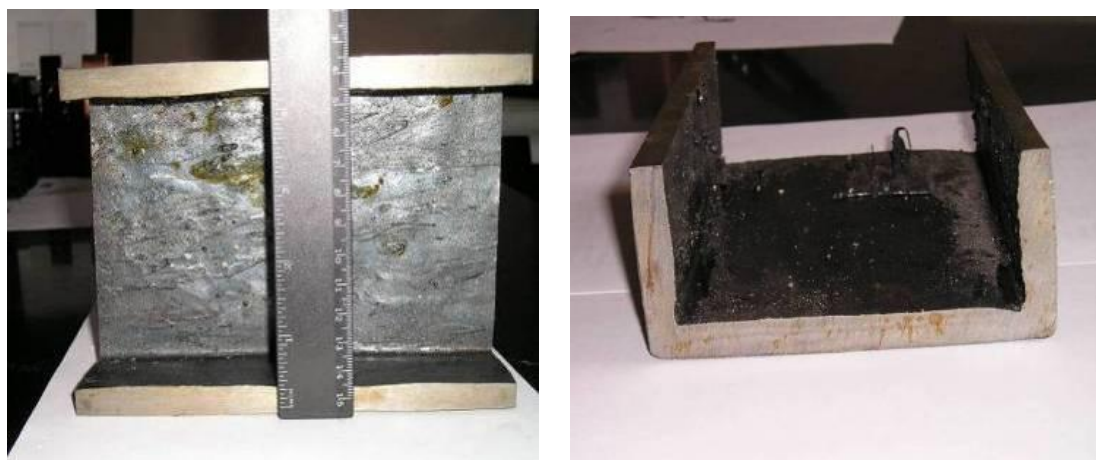


Рисунок 3.37 – Зовнішній вигляд твердої скоринки в кристалізаторі в поздовжньому (ліворуч) і поперечному (праворуч) перерізі

Перевищення термічними напругами межі міцності металу за певної температури призводить до деформації твердого каркасу (відходу твердого каркасу в 1-2 кутах) і виникнення поверхневих або внутрішніх тріщин. При цьому такі тріщини найбільш характерні для тих кутів твердого каркасу, у яких спостерігається максимальна деформація скоринки та її відхід від робочої поверхні стінок кристалізатора (рис. 3.38).

У цілому ж під час виходу із кристалізатора повинна сформуватися така тверда скоринка, яка виявляється достатньою для того, щоб витримувати вплив на неї феростатичного тиску сталі, а також розтягувальних напруг, викликаних зусиллями, створеними за витягування заготовки. Під час руйнування твердої скоринки зливка утворюється поздовжня тріщина, через яку витікає рідка сталь. Така ситуація є аварійною й призводить, щонайменше, до зупинки струмка або МБЛЗ у цілому.

Залежно від марки сталі, конфігурації заготовки й швидкості розливання необхідно (з погляду забезпечення надійності процесу лиття) забезпечити товщину твердої скоринки

на виході із кристалізатора в межах 15-18 мм для сортових заготовок, 25-30 мм для блюмів і 25-35 мм для слябів.



Рисунок 3.38 – Зовнішній вигляд тріщини, що утворилась у сортовій заготовці (переріз 125×125 мм) під кристалізатором

3.3.2 Хитання (осциляція) кристалізатора й вплив його параметрів на формування заготовки

Початок процесу утворення твердої скоринки під час безперервного розливання сталі відбувається у вигляді часткового охолодження меніска в області контакту рідкого металу із кристалізатором (аж до появи твердої фази). Як показує практика, у процесі формування твердої скоринки може виникати явище її прилипання до поверхні кристалізатора. У цьому випадку в скоринці виникають розтягувальні напруження, викликані рухом (витягуванням) заготовки із кристалізатора. Унаслідок цього у твердій скоринці виникають розриви, які потім можуть привести до проривів і витікання сталі під кристалізатором.

Запобігання прилипанню й наступному розриву утвореної тонкої скоринки сталі під час переміщення заготовки, що кристалізується є одною з головних функцій роботи кристалізатора. За розриву твердої скоринки внаслідок прилипання її частина, розташована поблизу дзеркала рідкої сталі, зчіплюється зі стінкою кристалізатора й відокремлюється від скоринки, що рухається вниз (рис. 3.39, 1). На місце розриву, що утворився, проникає рідкий метал, який, твердіючи уже не встигає утворити скоринку достатньої товщини й міцності (рис. 3.39, 2). Утворене з'єднання, є досить неміцним і зазвичай руйнується, як під час руху зливка у кристалізаторі (рис. 3.39, 3,4), так і на виході з нього (рис. 3.39, 5).

Мінімізації явища прилипання твердої скоринки вдається досягти в тому випадку, коли зусилля тертя між поверхнею заготовки й стінками кристалізатора виявляється нижче певного критичного рівня, що визначається залежно від міцності скоринки.

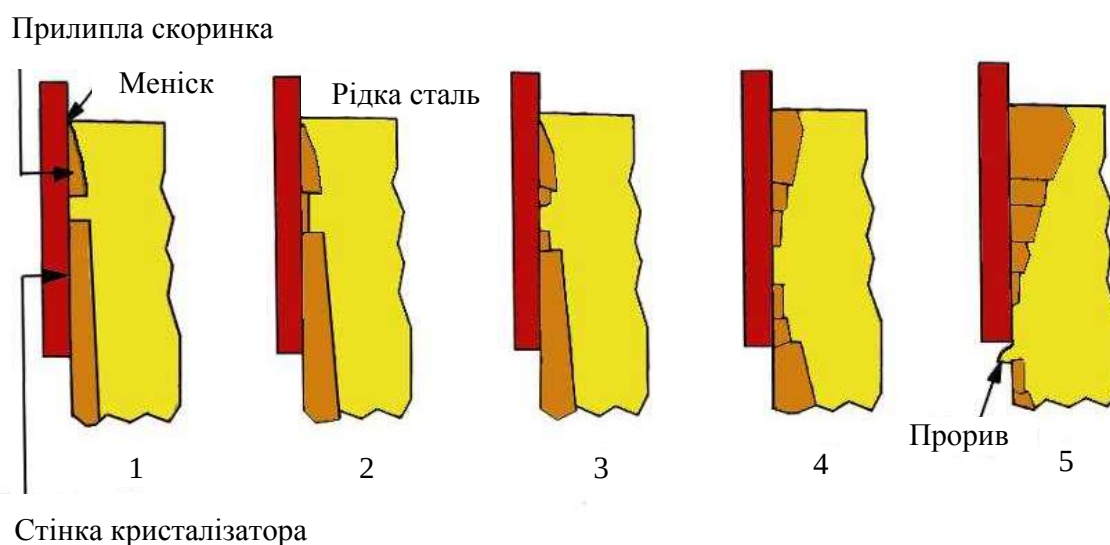


Рисунок 3.39 – Схематичне подання механізму утворення прориву під кристалізатором внаслідок прилипання й руйнування скоринки

Аналізуючи процес тертя між заготовкою й кристалізатором, встановлено, що рівень величини сили тертя залежить від низки чинників, у тому числі від марки розливої сталі. Ця залежність може бути виражена через коефіцієнт тертя у функції від вмісту вуглецю. За інших рівних умов рівень сили тертя під час лиття сталей, що містять менше 0,06 % вуглецю, виходить дуже високим. Мінімальна сила тертя виходить за вмісту вуглецю в межах 0,08-0,12%. За подальшого підвищення вмісту вуглецю в сталі рівень сил тертя знову трохи підвищується. Уміст кремнію й марганцю в сталі також впливає на рівень сил тертя. Так кремній підсилює тертя, а марганець зменшує його.

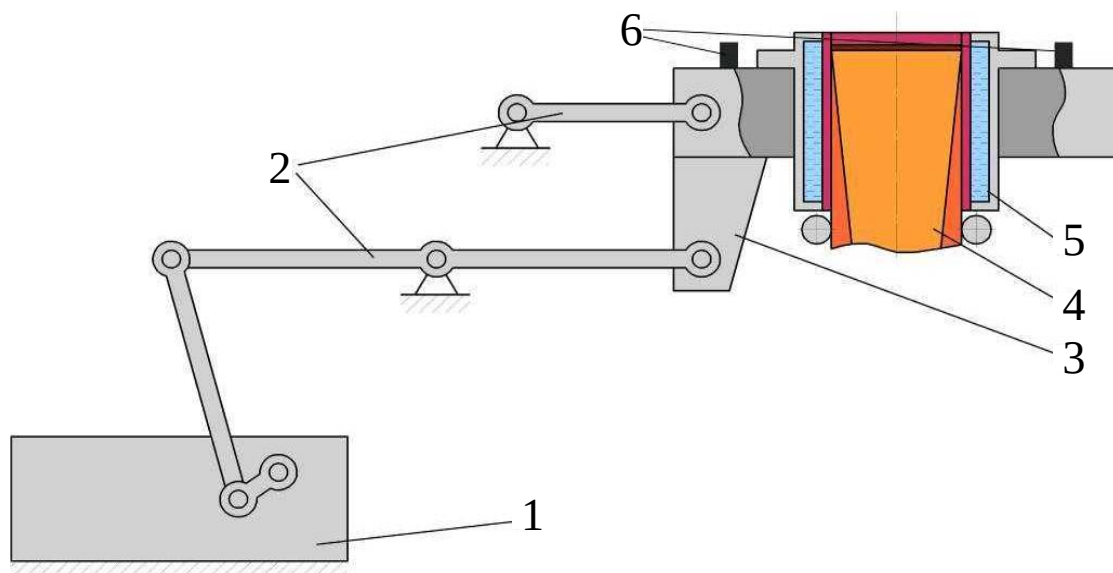
Велике значення для зменшення сил тертя у процесі безперервного розливання сталі має технологічне змащення. Змащення знижує зусилля опору витягуванню заготовки в 1,5-2,5 рази. При цьому, має значення метод підведення й рівномірність подавання змащення в кристалізатор. Сила тертя також залежить від величини активної поверхні тертя, товщини плівки змащення між компонентами тертя й від в'язкості мастильного матеріалу.

Зниження ймовірності прилипання скоринки до стінок кристалізатора досягається шляхом надання кристалізатору зворотно-поступальних рухів з певною частотою й амплітудою. При цьому в зазор між скоринкою й кристалізатором подається змащувальна речовина, шлакоутворювальна суміш або рідке масло. За температур безперервного розливання шлакоутворювальна суміш у місці контакту з металом підплавляється, а масло згоряє. Рідка суміш або залишки продуктів згоряння масла заповнюють зазор між скоринкою зливка й стінкою кристалізатора, що знижує величину сил тертя.

Технологія розливання металу з використанням хитань (зворотно-поступальних рухів) кристалізатора запропонована З. Юнгхансом (Німеччина) на початку 30-х років минулого сторіччя. Однак основний ефект від хитання кристалізатора був досягнутий тільки в 50-і роки минулого століття за рахунок вибору таких параметрів осциляції, за яких у певні періо-

ди часу кристалізатор, рухаючись у тім же напрямку, що й заготовка, обганяє її. Цей відрізок часу називається *періодом негативного роздягання* злитка (*negative strip time*) або *часом випередження*.

Іншим важливим кроком модифікації параметрів хитання став перехід до синусоїдального закону руху кристалізатора. Вважається, що вперше у світовій практиці синусоїдний закон коливань застосували на двох російських МБЛЗ Новолипецького металургійного комбінату для розливання слябів ще в 1959 році. Схема реалізації синусоїдального закону хитання кристалізатора зображена на рисунку 3.40. Для реалізації цього закону хитання кристалізатора використовується електропривод.



- 1 – привід механізму хитання; 2 – система важелів;
 3 – стіл хитання кристалізатора; 4 – безперервнолита заготовка;
 5 – кристалізатор; 6 – місця установа акселерометрів для контролю параметрів хитання

Рисунок 3.40 – Схема електромеханічного привода механізму хитання кристалізатора (синусоїдальні рухи)

Аж до останніх 10-15 років синусоїдний режим коливань розглядався як стандартний режим, що застосовується практично на всіх МБЛЗ. Це пояснюється тим, що його модель досить проста в реалізації й має переваги з точки зору менших моментів інерції й менших ривків прискорення (величина зміни прискорення в часі).

Для синусоїдального закону хитання кристалізатора розрізняють два основних критерії вибору параметрів хитання:

– час випередження τ_N , який визначається за формулою:

$$\tau_N = (1/\pi f) \arccos (-V_c / \pi f h),$$

де V_c – швидкість витягування (розливання) заготовки;

– індекс випередження, що встановлює відношення між середньою швидкістю руху кристалізатора $V_m = 2 h f$ (h – величина ходу кристалізатора за один цикл хитань; f – частота коливань) і швидкістю розливання V_c .

Останнім часом основна частка нових і модернізованих МБЛЗ оснащується кристалізаторами з гідроприводами, які дозволяють здійснювати несинусоїдний режим хитань (рис. 3.41). Вважається, що несинусоїдальні режими хитання дозволяють істотно підвищити швидкість розливання й поліпшити якість поверхні й підповерхневих шарів заготовки.

Рекомендується забезпечувати величину часу випередження τ_N на рівні 0,25-0,30 с і більше (не перевищуючи значення 1 с). Для високошвидкісних сортових МБЛЗ величина часу випередження вибирається на рівні 0,12-0,14 с. При цьому оптимізація величини τ_N здійснюється не тільки з міркувань мінімізації ймовірності проривів і обривів заготовки, але й з умови зменшення глибини проникнення слідів хитання. Оптимізуючи параметри хитання кристалізатора за допомогою індексу випередження зазвичай рекомендується обирати його оптимальне значення на рівні 1,25-1,40.

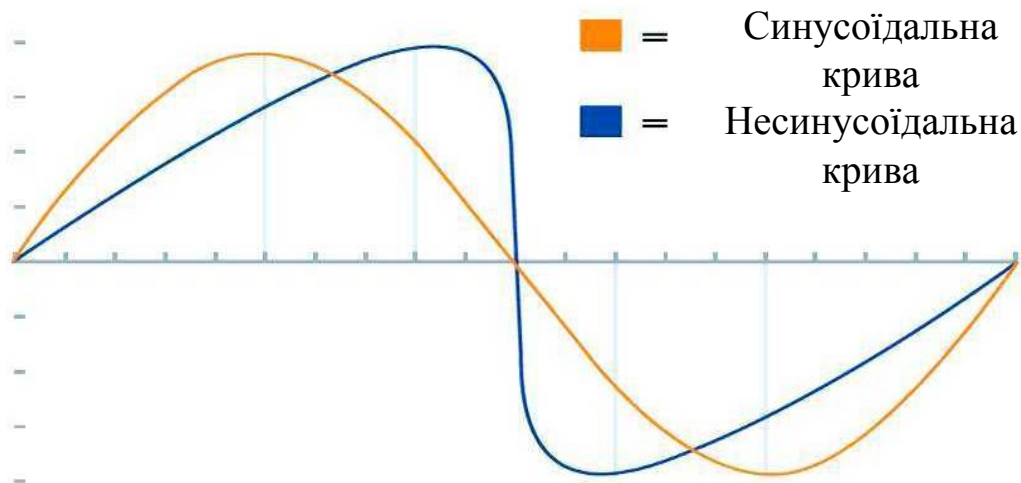
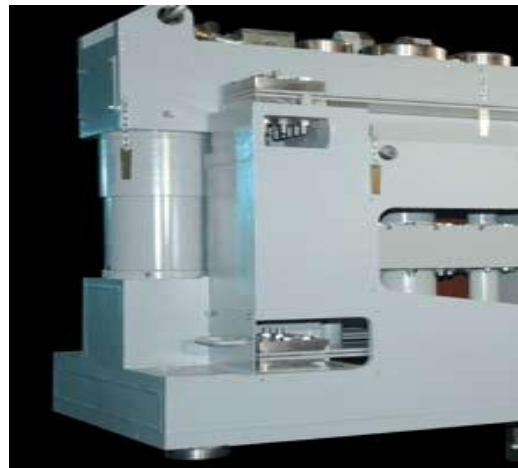
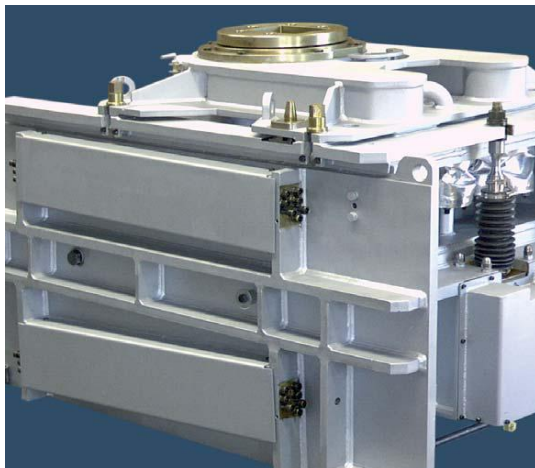


Рисунок 3.41 – Графіки зміни швидкості руху кристалізатора для синусоїдального й несинусоїдального закону із частотою циклу 2 Гц

Загальний вигляд приводів механізму хитання зображений на рисунку 3.42. У результаті хитань кристалізатора на поверхні заготовки формуються поперечні заглиблення у вигляді канавок, які прийнято називати «слідами хитання» (рис. 3.43).



а)

б)

Рисунок 3.42 – Привод хитання кристалізатора: електрономеханічний для сортової МБЛЗ (а) й гідравлічний для слябової (б)

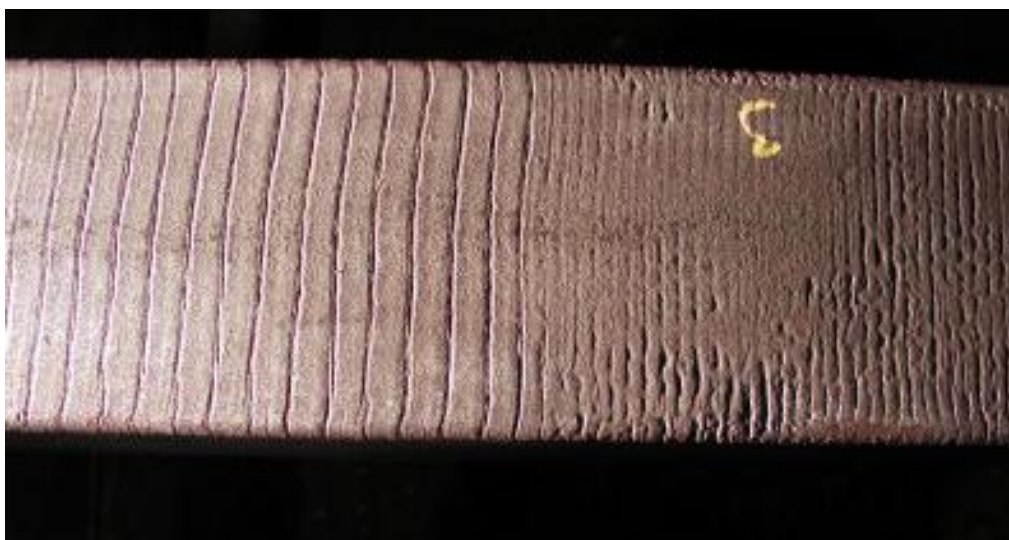


Рисунок 3.43 – Зовнішній вигляд слідів хитання на поверхні заготовки для двох різних режимів хитання

Характер розташування слідів хитання на поверхні заготовки дозволяє робити висновки про особливості поводження твердої скоринки в кристалізаторі. Нормальним положенням слідів хитання вважається їхнє паралельне розташування один відносно одного з однаковою відстанню між слідами. Будь-які відхилення від такої картини варто розглядати або як збої в роботі механізму хитання, або як наслідок прилипання скоринки за недостатнього змащення поверхні кристалізатора. Інтервал (або крок) A між слідами хитання визначається залежно від швидкості витягання заготовки V_c і частоти хитань за формулою

$$A = V_c / f.$$

Важливим параметром оптимізації закону хитання кристалізатора є глибина проникнення слідів хитання, що може коливатися від декількох десятих міліметра до 1,5-2,0 мм і більше. Це є досить важливим чинником уже тому, що в кристалізаторі скоринка є неміцною й досить тонкою. Отже, сліди хитання ще більше зменшують її міцність, що може призвести

до поперечних тріщин і проривів. Максимальна глибина проникнення слідів хитання спостерігається в області кутів заготовки, що зумовлено більш низькою температурою рідкої сталі на цих ділянках. Найменша глибина слідів хитання спостерігається, зазвичай, у середині грані, що особливо добре проявляється під час лиття слябів.

Глибина слідів хитання залежить від способу розливання: за низької частоти хитань (<130 циклів/хв.) розливання із ШУС приводить до утворення більш глибоких міток, чим за лиття відкритим струменем. Під час збільшення частоти хитань це співвідношення практично не міняється. Іншим важливим параметром, що впливає на глибину слідів хитання, є швидкість розливання: більш висока швидкість розливання приводить до утворення менш глибоких слідів хитання. Отже, якщо потрібно звести до мінімуму глибину проникнення слідів хитання, то, у першу чергу, варто підвищити швидкість розливання до рівня, що допускається іншими технологічними параметрами.

При заданій швидкості розливання й розмаху хитань кристалізатора глибина слідів хитання зменшується, коли зростає частота хитань. Інакше кажучи, глибина слідів хитання знижується зі зменшенням величини інтервалу між слідами хитання.

Глибину проникнення слідів хитання d_c (мм) є можливим визначити за емпіричною формулою

$$d_c = 0,65 \cdot 1,145^A \cdot (200 \cdot 0,9^A) t.$$

Розрізняють, щонайменше, два механізми утворення слідів хитання кристалізатора: для розливання відкритим струменем з маслом і для розливання під рівень зі шлакоутворювальною сумішшю.

Розливаючи відкритим струменем з маслом, процес формування твердої скоринки можна подати схемою, зображеною на рисунку 3.44 (розливання без використання ШУС).

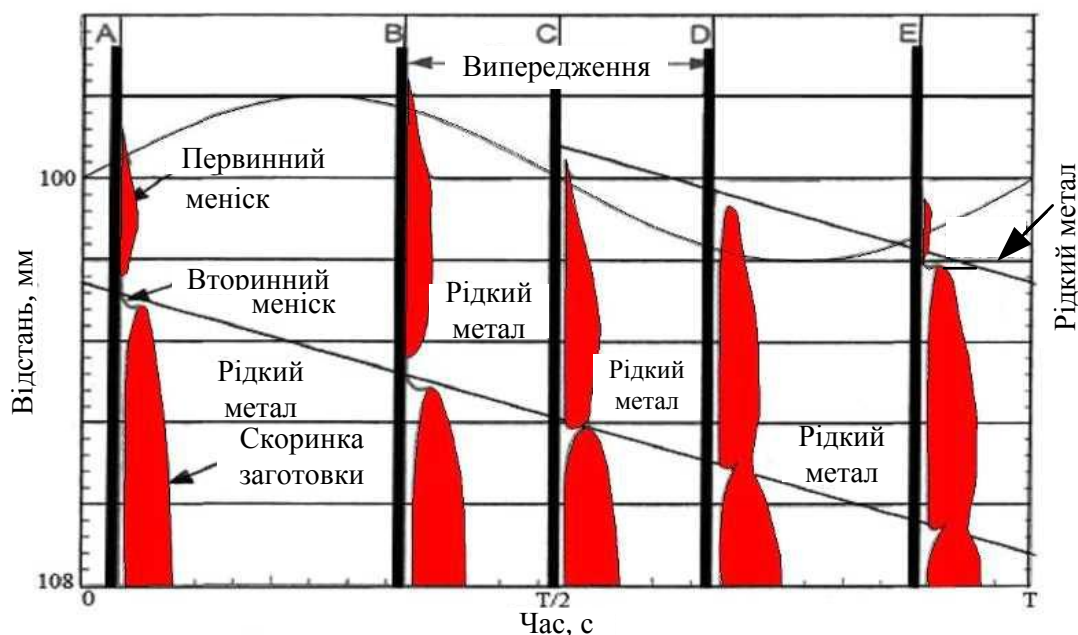


Рисунок 3.44 – Динаміка формування й руху твердої скоринки під час хитання кристалізатора

Під час руху кристалізатора нагору й заготовки вниз на поверхні кристалізатора утворюється й наростає новий пояс твердої скоринки. Ріст скоринки триває й під час руху кристалізатора вниз. На ділянці випередження ця скоринка «доганяє» основний твердий каркас і зварюється з ним. При цьому глибина слідів хитання залежить від ефективності стикування твердої скоринки основного каркаса й твердої скоринки нового пояса. Якщо пояс твердої скоринки не стикується із твердим каркасом, то можливим варіантом є або глибока зморшка, або прорив під кристалізатором внаслідок недостатньої товщини скоринки. Якщо ж пояс твердої скоринки впирається у твердий каркас і ніби продовжує рух разом із кристалізатором, то може відбутися деформація вершин твердого каркаса, за якої він загинається всередину. У цьому випадку глибина сліду хитання збільшується.

Розливаючи під рівень зі шлакоутворювальною сумішшю, маємо дещо інший характер формування твердої скоринки (рис. 3.45).

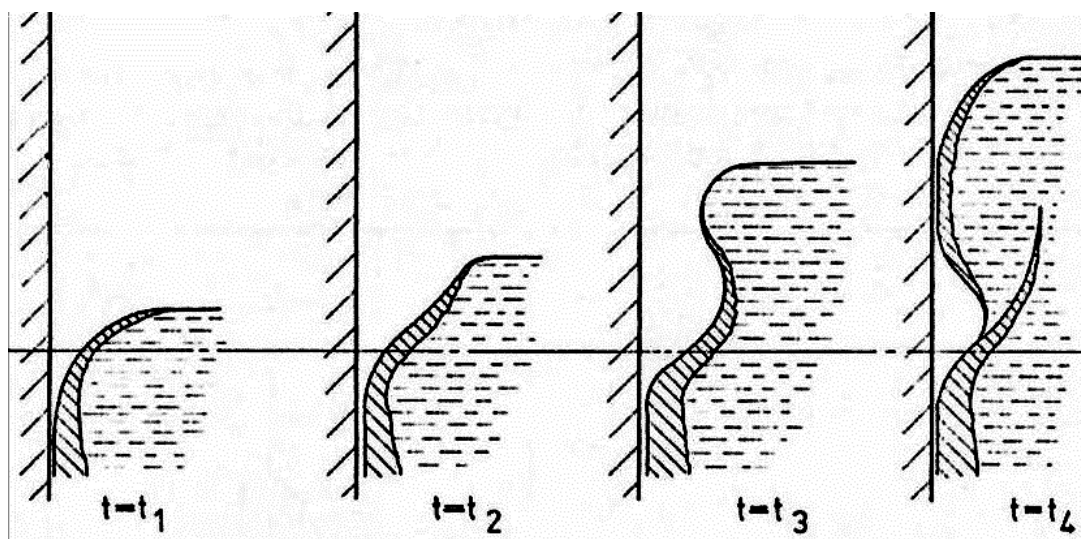


Рисунок 3.45 – Динаміка формування заворотів твердої скоринки під час хитання кристалізатора

Це, насамперед, пояснюється тим фактом, що в зазор між скоринкою й кристалізатором потрапляє достатньо рідкої шлакоутворювальної суміші, яка забезпечує змащення між ними в процесі руху та перешкоджає руйнуванню твердої скоринки і її відриву від твердого каркаса. Власне тверда скоринка з'являється вже в куті меніска. Подальший рух твердого каркаса зумовлює затікання рідкої сталі поверх твердої скоринки, а потім процес повторюється відповідно до циклів хитання кристалізатора. Певна частина вершини твердої скоринки оплавляється в більш низьких горизонтах рідкої ванни кристалізатора.

На силу тертя, а, отже, і ймовірність прилипання кірки злитка до стінки кристалізатора можна вплинути зміною параметрів хитання кристалізатора – величини ходу й частоти хитань.

Якщо розглядати максимальну силу тертя залежно від частоти хитань f з величиною ходу A як параметр, то можуть бути виявлені дві залежності: за однієї й тієї ж частоти хитань максимальна сила тертя зі збільшенням ходу A зростає й за однієї й тієї ж величини ходу A максимальна сила тертя зростає з підвищенням частоти хитань f .

Оптимальним вважається режим розливання, який за інших рівних умов (тип МБЛЗ, марка розливаного металу, поперечний переріз заготовки і його розмір, режим охолодження в кристалізаторі, швидкість витягування злитка й ін.) щонайкраще задовольняє вимоги стабільності лиття і якості поверхні заготовки, тобто забезпечує необхідний час випередження за максимальної частоти й мінімальної амплітуди хитання кристалізатора. Відповідно й параметри хитання кристалізатора (частота й амплітуда) в оптимальному режимі теж вважаються оптимальними.

3.3.3 Загальні відомості про шлакоутворювальні суміші й особливості їхньої роботи в кристалізаторі

Для поліпшення процесу ковзання твердої скоринки уздовж поверхні кристалізатора, а також захисту дзеркала металу від контакту з атмосферою й від втрат тепла випромінюванням, у практиці безперервного розливання застосовують спеціальні шлакоутворювальні суміші (ШУС), які в певній кількості присаджуються на поверхню металу в кристалізаторі (рис. 3.46). При цьому деяка частина ШУС, що розташована безпосередньо на дзеркалі металу, розплавляється й затікає в зазор між кристалізатором і твердою оболонкою сталі, виконуючи роль змащення.

Розташована на дзеркалі металу ШУС, під впливом тепла рідкої сталі утворює три яскраво виражених шари: *рідкий шар*, розташований безпосередньо на дзеркалі сталі; *розм'якшений* (спечений) шар, який розташований над рідким шаром і в міру витрати рідкого шару підживлює його; *порошкоподібний* шар, розташований над розм'якшеним шаром, що зменшує відведення тепла через дзеркало металу.

Рідкий шар ШУС виконує наступні основні технологічні функції:

- запобігає вторинному окисленню за контакту дзеркала металу з атмосферою;
- асимілює неметалеві включення, які спливають у шлак;

- зменшує силу тертя між заготовкою й стінкою кристалізатора за рахунок наявності рідкого прошарку шлаків;
- підвищує рівномірність і дозволяє регулювати інтенсивність тепловідведення від твердої скоринки до стінки кристалізатора;
- підвищує якість поверхні безперервнолитої заготовки.

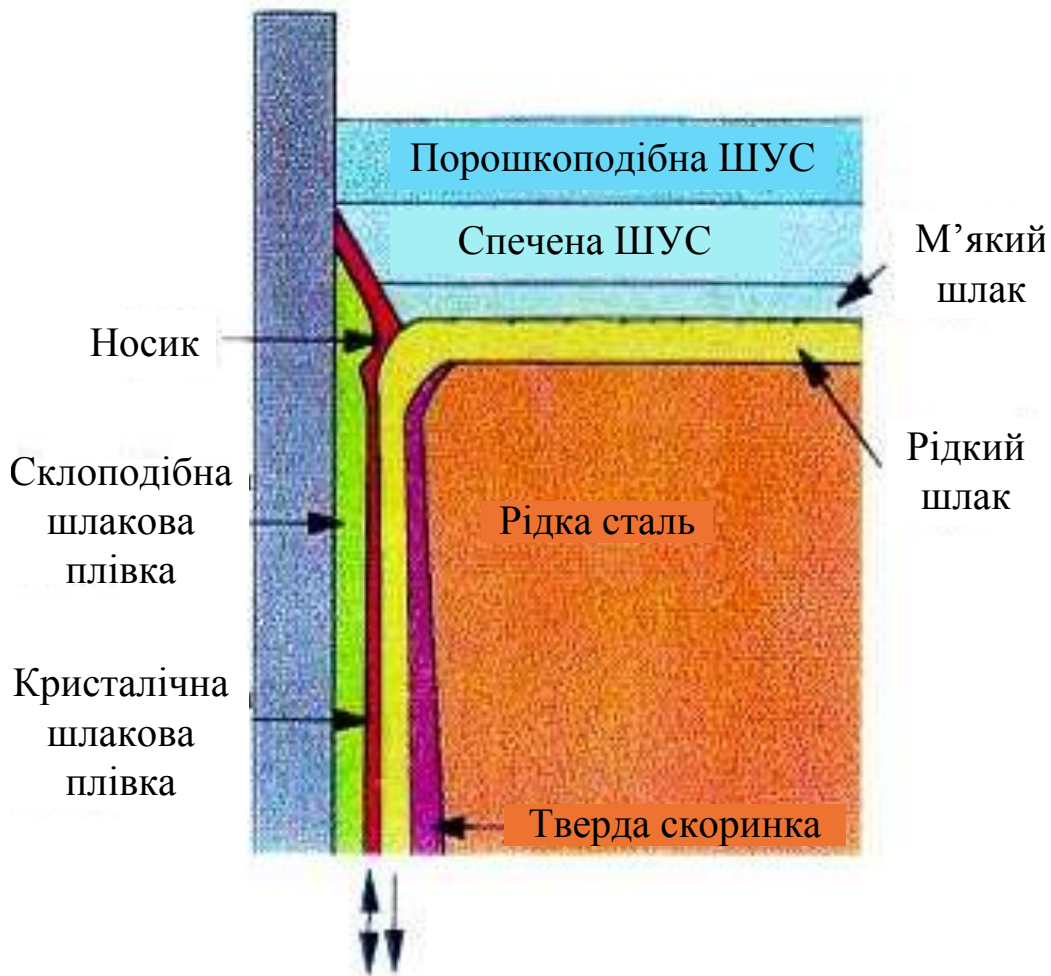


Рисунок 3.46 – Схема розливання сталі на МБЛЗ із використанням ШУС

Під час затіканні рідкої ШУС у зазор між поверхнею заготовки й кристалізатора утворюється тонка плівка, що складається із шару склоподібної плівки, яка намерзає на стінки кристалізатора; шару кристалічної шлакової плівки, розташованої на склоподібній плівці; рідкого шару шлаку, що прилягає до поверхні заготовки.

При цьому в області дзеркала металу біля поверхні стін кристалізатора із ШУС формується (намерзає) так званий шлаковий «носик», що багато в чому й визначає первинну геометричну форму твердої скоринки в області дзеркала (рис. 3.47).



Рисунок 3.47 – Поздовжній розріз шлакового «носика», відібраного із кристалізатора слябової МБЛЗ

Таким чином, затікання ШУС у зазор між твердою скоринкою й поверхнею кристалізатора є обов'язковою умовою стабільної роботи МБЛЗ. Таким чином, для забезпечення процесу затікання, ШУС повинна мати певну сукупність фізико-хімічних властивостей.

Основними властивостями ШУС прийнято вважати:

- в'язкість рідкої ШУС по всьому робочому діапазону температур;

- температуру «зламу» (температура початку виділення кристалічної фази);
- температури розм'якшення, плавлення й розтікання ШУС.

Товщина рідкого шару ШУС, що рекомендується для умов розливання зі швидкістю приблизно до 1 м/хв. становить 7-10 мм, а для високошвидкісних МБЛЗ 15-20 мм.

Одним з контрольованих технологічних параметрів, які характеризують роботу ШУС у кристалізаторі, є питома витрата Q_s у кг на м² кристалізатора, яку рекомендується визначати за наступною формулою

$$Q_s = 7,6 Q_1 / R,$$

де Q_1 – витрата ШУС у кг на тонну сталі;

R – периметр поперечного перерізу кристалізатора, м;

7,6 – щільність сталі в т/м³.

Питома витрата ШУС під час розливання сортової заготовки коливається в межах 0,07-0,15 кг/м², для блюмів – 0,15-0,30 кг/м², для круга – 0,20-0,25 кг/м², для слябів – 0,30-0,60 кг/м². Підвищення питомої витрати суміші пояснюється товщиною рідкої плівки шлаків між поверхнею заготовки й стінкою кристалізатора. За різними оцінками оптимальна товщина рідкого шару суміші між поверхнею заготовки й стінкою кристалізатора для сортової заготовки дорівнює 0,04-0,05 мм, для круга – 0,08-0,10 мм, для блюма – 0,08-0,15 мм, а для сляба – 0,15-0,23 мм.

За більш тонкого шару розплавленої ШУС режим теплоізоляції порушується, що призводить до погіршення процесу утворення гарнісажу, утворення великого шлакового «носіка», виникнення локальних зон заохолодження сталі в кристалізаторі, вторинного окислення сталі й т.п.

Надлишкове введення ШУС призводить до поглинання частини шлаків сталлю, деформації меніска, науглецювання металу, нерівномірного розплавлювання суміші, що

сприяє провокуванню проривів, утворенню шлакових поясів і поглибленню слідів хитання.

Нерівномірне подавання суміші в кристалізатор сприяє зміні режиму теплоізоляції й нестійкому процесу утворення рідких шлаків, зміні її складу за рахунок поглинання неметалевих включень, утворенню неоднорідного меніска, що призводить до коливань властивостей ШУС, яка затікає в зазор, прилипанням твердої скоринки сталі й проривам заготовки по підвисаннях.

Аналіз відомих даних показує, що існує певний діапазон хімічного складу ШУС, який забезпечує необхідні технологічні їхні властивості для розливання слябів, блюмів і сортових заготовок. На рисунку 3.48 наведена «псевдо» потрійна діаграма шлакоутворювальних сумішей, які використовуються для розливання різних марок сталей.

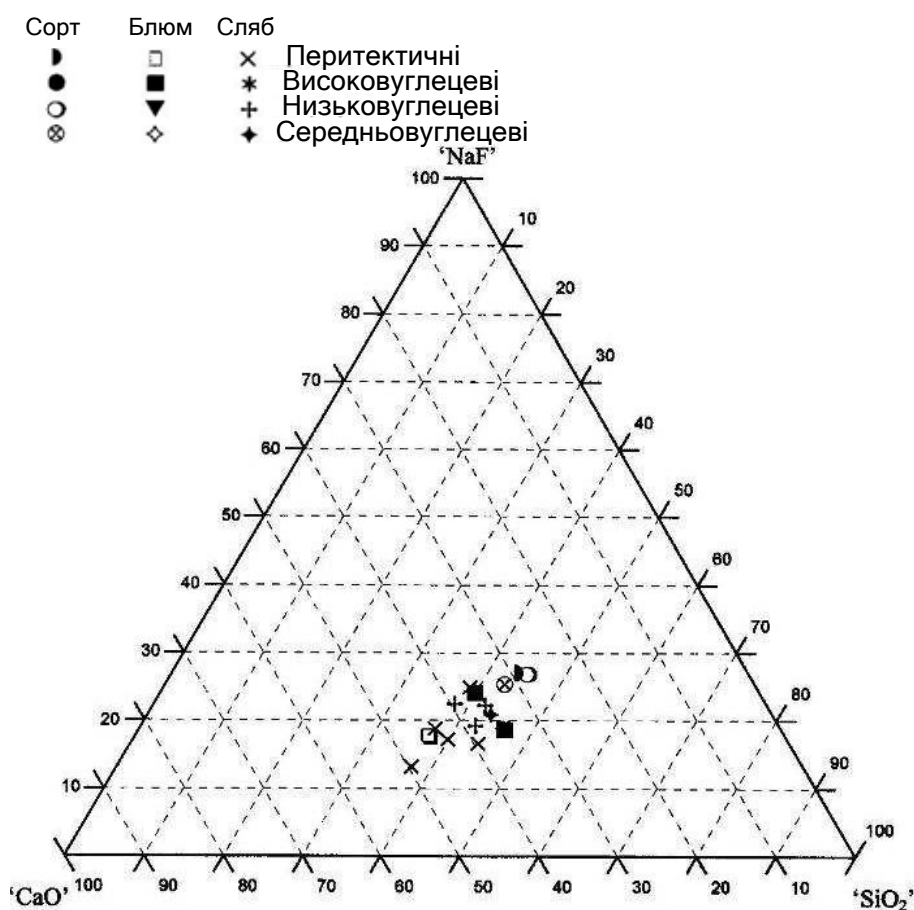


Рисунок 3.48 – Діаграма для вибору складу ШУС, за безперервного розливання різних марок сталей і перерізів заготовки

При цьому координата « SiO_2 » містить у собі суму $x(SiO_2)+x(Al_2O_3)$; координата « CaO » включає суму $x(CaO)+x(MgO)+x(FeO+MnO)$, а координата « NaF » – суму $x(Na_2O)+x(F)$. Як видно з наведених даних, шлакоутворювальні суміші мають досить обмежену область на зображеній діаграмі. Для якісних легованих сталей, наприклад, необхідною умовою є підтримування співвідношення $(CaO)/(SiO_2) \geq 1$. Для ШУС, які використовуються під час розливання сортових заготовок на високошвидкісних МБЛЗ для одержання необхідних характеристик трохи збільшують уміст фтору, що є сильним розріджувачем. Шлакоутворювальна суміш (ШУС) для кристалізатора являє собою дрібно дисперсну багатокomпонентну (4-6 компонентів) систему, основними складовими якої є C , CaO , SiO_2 , B_2O_3 , $Na(K, Li)_2O$ й з'єднання фтору, якими можуть бути CaF_2 , NaF і ін. Крім основних компонентів, у ШУС присутня деяка кількість домішок: Al_2O_3 , MgO , BaO , MnO , Fe_2O_3 (таблиця 3.4).

Таблиця 3.4 – Діапазон вмісту основних компонентів ШУС

Функціональне призначення	Хімічне з'єднання	Уміст у ШУС, % (мас.)
Склоутворювальні оксиди	SiO_2	17-56
	Al_2O_3	0-13
	B_2O_3	0-19
	Fe_2O_3	0-6
Основні оксиди	CaO	22-45
	MgO, BaO	0-10
Лужні оксиди	Na_2O	0-25
	K_2O	0-5
	Li_2O	0-2
Розріджувачі	F	2-15
	MnO	0-10
Регулятор швидкості плавлення	C	2-22

У таблиці 3.5 наведені вихідні матеріали, які можуть використовуватися для виробництва ШУС, і основні компоненти, що містяться в них.

Таблиця 3.5 – Вихідні матеріали для виробництва ШУС і їхні основні компоненти

Вихідний матеріал	Основний компонент, що входить у матеріал
Польовий шпат, воластоніт, перліт, сподумен, діатоміт, бій скла, силікатна брила, зола	SiO ₂
Цемент, глини, воластоніт, вапно	CaO
Нефелін, сода, силікат натрію, фторосилікат натрію, природне високонатрієве скло	Na ₂ O
Флюорит, кріоліт, силікат натрію й ін.	F
Бура	B ₂ O ₃
Графіт, кокс	C

Найбільш важливими технологічними властивостями ШУС є в'язкість, температура початку виділення кристалічної фази, температури затвердіння, розм'якшення, плавлення, розтікання й ін. Необхідні технологічні й експлуатаційні властивості ШУС досягаються правильним вибором співвідношення між компонентами, що входять у конкретну за хімічним складом і експлуатаційними властивостями ШУС.

В'язкість ШУС визначають розрахунковим шляхом (формула П. Рибоуда), або експериментально (ротаційним чи вібраційним методами)

$$\eta = A \cdot T \cdot \exp\left(\frac{B}{T}\right),$$

де $A = \exp(-20,81 + 1,73X_{CaO} + 5,82X_{CaF_2} + 7,02X_{Na_2O} - 35,75X_{Al_2O_3})$, Па·с·К⁻¹;

$$B = 31140 - 23896X_{CaO} - 46351X_{CaF_2} - 39519X_{Na_2O} + 68833X_{Al_2O_3}, \text{ К};$$

T – температура шлаків, К;

$$X_{CaO} = x_{CaO} + x_{MgO} + x_{FeO} + x_{Fe_2O_3} + x_{MnO} + x_{B_2O_3};$$

$$X_{SiO_2} = x_{SiO_2} + x_{P_2O_5} + x_{TiO_3} + x_{ZrO_3}; \quad X_{Al_2O_3} = x_{Al_2O_3};$$

$$X_{CaF_2} = x_{CaF_2};$$

$$X_{Na_2O} = x_{Na_2O} + x_{K_2O} + x_{Li_2O};$$

$x_{CaO}, x_{MgO} \dots$ – мольні частки $CaO, MgO \dots$

Ця формула справедлива для ШУС, що мають наступний діапазон хімічних складів (% мас.): $33 < \text{SiO}_2 < 56$; $0 < \text{Al}_2\text{O}_3 < 11$; $12 < \text{CaO} < 45$; $0 < \text{Na}_2\text{O} < 20$; $0 < \text{CaF}_2 < 20$. Розбіжність результатів розрахунку в'язкості ШУС за вищенаведеною формулою з експериментальними результатами становить не більше $\pm 20\text{-}25\%$.

Результати експериментів за виміром в'язкості ШУС є об'єктивним джерелом для одержання інформації про температуру початку виділення кристалічної фази в пливці шлаків (температурі кристалізації шлаків, температурі «зламу»).

Температура початку виділення кристалічної фази відіграє домінуючу роль у роботі шлакоутворювальної суміші в зазорі між зливком і кристалізатором. Ця температура за даних умов розливання визначає як глибину затікання рідких шлаків у зазор між зливком і кристалізатором, так і товщину рідкого шару ШУС, а, отже, умови змазування зливка, що формується, і теплопередавання від зливка до кристалізатора.

Температуру затвердіння визначають за точкою зламу на кривій «логарифм динамічної в'язкості η – зворотна температура» (рис. 3.49). Досвід показує, що не всі ШУС мають злам на зазначеній кривій (рис. 3.49 б).

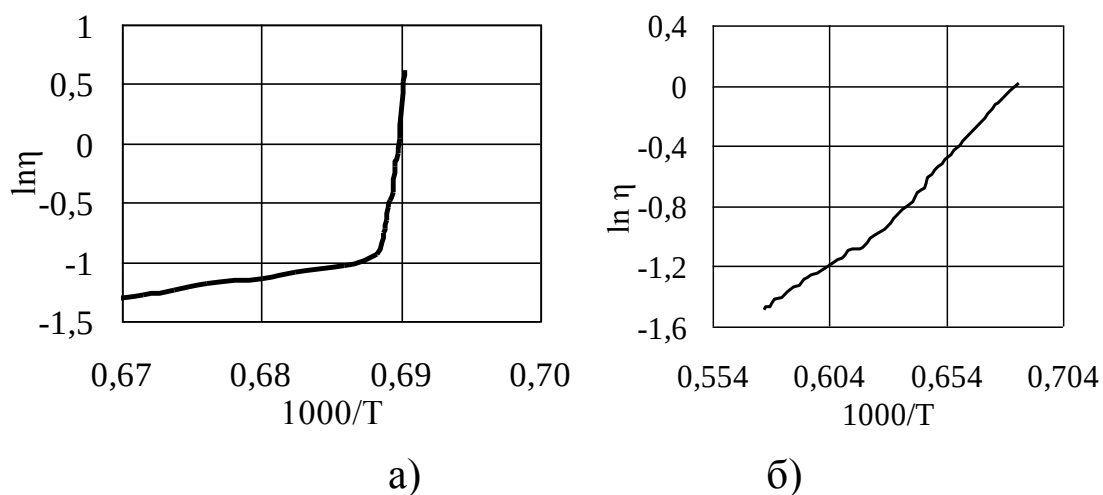


Рисунок 3.49 – Залежність «логарифм динамічної в'язкості – зворотна температура» для шлаків:

- а) із точкою зламу (кристалічні шлаки);
- б) без точки зламу (склоподібні шлаки)

У цих сумішах під час затвердіння не виділяється кристалічна фаза, тобто такі суміші утворюють під час затвердіння склоподібну фазу. Цей факт використовують, проектуючи склад ШУС для різних умов розливання, з метою регулювання величини теплового потоку від злитка до кристалізатора (чим вище вміст кристалічної фази в пливці шлаків, тим нижче тепловий потік від злитка до кристалізатора).

Важливі експлуатаційні властивості ШУС описуються параметрами *інтервалу плавлення*, що характеризується *температурами розм'якшення, плавлення й розтікання* ШУС (рис. 3.50). Від величини цих характеристик залежить товщина шару рідких шлаків на поверхні рідкої сталі в кристалізаторі МБЛЗ.

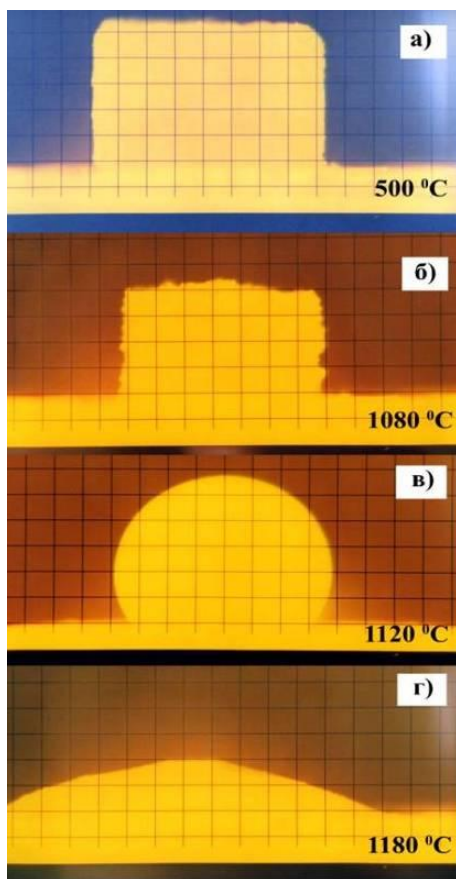


Рисунок 3.50 – Зовнішній вигляд зразка ШУС за різних температур нагрівання:

- а) – температура, за якої не відбувається зміна форми ШУС;
- б) – температура розм'якшення; в) – температура плавлення;
- г) – температура розтікання

Температурою розм'якшення (рис. 3.50, б) прийнято вважати температурний інтервал, у якому починається зміна вихідної твердої форми зразка досліджуваного матеріалу (округлення країв, жолоблення, деформація й т.п.). *Температурою плавлення* (рис. 3.50, в) називають таке значення температури, за якого зразок набуває геометричної форми краплі або починає змочувати підкладку. *Температурою розтікання* (рис. 3.50, г) вважають таку температуру, за якої крапля повністю розтікається по підкладці.

За фізичним станом ШУС поділяються на порошкоподібні й гранульовані.

Порошкоподібні суміші виготовляються шляхом простого здрібнювання вихідних компонентів до певного розміру часток з наступним їхнім змішуванням. Виробництво гранульованих ШУС, крім здрібнювання й сплавлення вихідних матеріалів, містить у собі операцію гранулювання суміші в спеціальних пристроях – грануляторах.

У порівнянні з порошкоподібними шлакоутворювальними сумішами *гранульовані* мають низку технологічних переваг:

- більш однорідний хімічний склад, що забезпечує гомогенне шлакоутворення в кристалізаторі;
- краща сипкість (плинність) ШУС сприяє більш рівномірному розподілу грануляту по дзеркалу металу в кристалізаторі;
- можливість автоматичного подавання ШУС у кристалізатор;
- запобігання пилоутворення під час розливання й транспортування;
- менша гігроскопічність, що спрощує умови зберігання.

Основні властивості й характеристики ШУС для розливання різних марок сталей і типів заготовки подані в таблицях 3.6 і 3.7.

Подача ШУС у кристалізатор здійснюється чи оператором вручну певними порціями через деякі інтервали часу, або в автоматичному режимі за допомогою спеціальних механізмів

або пристосувань. У кожному разі підтримка стабільного точного рівня ШУС у кристалізаторі є важливим чинником з погляду забезпечення плавної роботи МБЛЗ і гарної якості поверхні заготовок.

Таблиця 3.6 – Приклади властивостей ШУС, що рекомендують для безперервного розливання слябів

Параметр	Значення				
Сталь					
	наднизь- ковугле- цева	низько- вуглецева	перитекти- чна	середньо- вуглецева	високо- вуглецева
Уміст вуглецю, %	<0,005	0,005-0,08	0,08-0,17	0,08-0,35	>0,35
Швидкість розливання, м/хв.	1,2-2,0	1,2-2,0	0,6-1,5	0,6-1,5	0,6-2,0
Вимоги до сумішей					
Уміст вуглецю, %	<2,0	3,0-7,0	3,0-5,0	3,0-5,0	6,0-8,0
Інтервал плавлення, °С	960-1140	1020-1130	1040-1200	1000-1150	980-1100
Температура кристаліза- ції, °С	950-1050	1050-1100	1140-1220	1140-1220	950-1100
Час розплав- лення при 1250 °С, с	50	100-150	50-100	50-100	50-100
Основність	0,9-1,2	0,7-0,9	1,0-1,3	1,0-1,3	0,7-1,0
В'язкість при 1300 °С, Па·с	0,14-0,30	0,08-0,12	0,12-0,22	0,12-0,22	0,08-0,12

Таблиця 3.7 – Загальна характеристика деяких шлакоутворювальних сумішей для МБЛЗ

Параметр	Значення					
Тип заготовки	сляб		блум		сорт	
Характеристика розливаних сталей	C≤0,10%	C≥0,15%	підшипникові сталі	перитектичні сталі	C=0,08-0,25% Mn>1,0%	високо-вуглецеві
Хімічний склад: CaO/SiO ₂	0,77-0,85	0,79-0,89	0,84-0,96	0 81-0,93	0,82-0,94	0,53-0,65
SiO ₂	32,5-34,5	34,5-36,5	24,5-26,5	28,5-30,5	25,5-27,5	31,0-33,0
CaO+MgO	28,0-30,0	29,5-31,5	23,5-25,5	25,5-27,5	23,0-25,0	19,0-21,0
Al ₂ O ₃	4,5-6,0	3,5-5,0	11,5-13,0	4,5-6,0	10,0-11,5	4,5-6,0
Na ₂ O+K ₂ O	11,5-13,5	8,5-10,0	2,5-4,0	8,0-9,5	4,0-5,5	10,0-12,0
Fe ₂ O ₃	1,0-2,0	1,0-2,0	3,0-5,0	1,0-2,0	2,5-4,0	1,0-2,5
MnO	<0,5	<0,1	<0,2	2,5-4,0	<0,1	<0,1
C _Σ	5,0-6,0	8,5-9,5	23-25	13-15	18-20	20,0-22,0
F	4,5-5,5	4,5-5,5	5,0-6,5	4,5-5,5	4,5-6,0	4,0-5,0
Насипна маса, кг/дм ³	0,55-0,65	0,55-0,65	0,65-0,85	0,75-0,95	0,60-0,80	0,50-0,70
Температура, °C:						
розм'якшення	1050	1000	1170	1030	1140	1000
плавлення	1080	1070	1275	1100	1210	1080
розтікання	1130	1110	1340	1110	1250	1130
В'язкість, дПа с: 1200 °C	2,0	4,2	25,5	4,6	19,5	11,4
1300 °C	1,2	2,3	10,0	2,4	8,1	5,9
1400 °C	0,7	1,3	4,4	1,4	3,8	3,0
1500 °C	0,5	0,8	2,1	0,8	1,9	1,7

Багато металургійних заводів приділяють особливу увагу розробленню систем автоматичного подавання ШУС у кристалізатор. При цьому застосування традиційних механічних і вібраційних систем для транспортування й дозування суміші вимагає установа додаткового устаткування в зоні кристалізатора.

Наприклад, досить ефективними є системи автоматичного подавання ШУС за допомогою її дозування й транспортування шнековим механізмом (рис. 3.51).

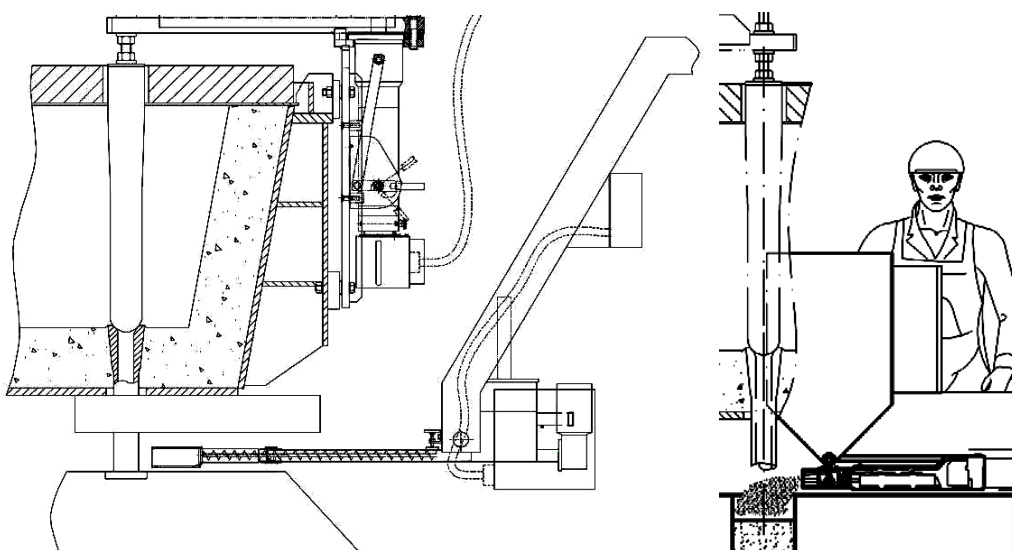


Рисунок 3.51 – Схема установки для автоматичного подавання ШУС шнекового типу

При цьому виштовхування ШУС у кристалізатор здійснюється порційно спеціальним штовхачем (рис. 3.52).

Така система передбачає застосування як порошкоподібної, так і гранульованої ШУС, що постачається в мішках масою 1,0-1,5 т. Мішки розвантажують у живильний бункер, установлений над шнековим подавальним механізмом.

Альтернативним варіантом, що отримав поширення в промисловості, є система подавання гранульованої суміші самопливом за допомогою трубопроводу з підплавлюваними живильниками. У цьому випадку живильний бункер встановлюють зверху й збоку від промковша й ШУС мимовільно ру-

хається вниз по спеціальному трубопроводу, потрапляючи в кристалізатор. Повільне подавання здійснюється за допомогою розподільної трубки, що підплавляється в області її контакту з рідкою сталлю, утворюючи зазор для виходу ШУС.



Рисунок 3.52 – Пристосування для автоматичного подавання ШУС у кристалізатор

Рівень флюсу в кристалізаторі регулюється автоматично за рахунок збереження контакту з ним кінця трубки. У міру витрати ШУС, її рівень на поверхні знижується, й виникає зазор між рівнем флюсу й кінцем трубки для його подавання. Коли виникла така ситуація, у системі автоматично починається подавання суміші, що триває доти, поки знову не виникне контакт ШУС із кінцем трубки для її подавання, після чого подавання ШУС автоматично припиняється.

Наведена система забезпечує низку переваг порівняно зі звичайними механічними системами:

- автоматичне подавання ШУС (із саморегулюванням) безпосередньо в кристалізатор, причому подавання здійснюється по трубках з малим діаметром (25-30 мм), які можна зручно розташувати;

- стабільні умови лиття на рівні меніска, що забезпечує кращий температурний профіль, сприяє меншому захопленню ШУС потоком сталі й поліпшенню якості поверхні заготовок;

- менший час перебування оператора в потенційно небезпечному середовищі на ділянці розливання;

- ШУС можна постачати у великих мішках, що порівняно з дрібним розфасуванням, сприяє зниженню витрат на пакування й транспортування, а також зменшенню витрат матеріалу;

- зменшується потреба в обслузі на МБЛЗ;

- зменшується питома витрата ШУС;

- зменшується кількість пилу, а при цьому поліпшується екологічна ситуація на ділянці розливання;

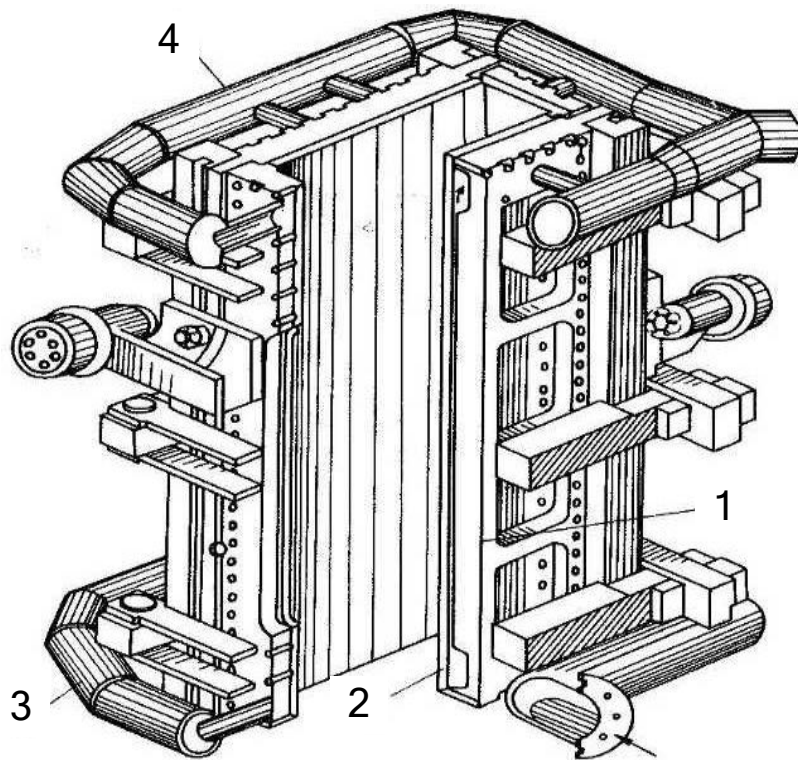
- забезпечується більша гнучкість при розміщенні устаткування, причому з одного місця можна забезпечити подавання ШУС на кілька струмків одночасно.

У цілому в металургійній практиці системи автоматичного подавання шлакоутворювальних сумішей будуть одержувати все більше поширення, оскільки вони забезпечують стабілізацію умов лиття за умови їхнього сполучення з іншими системами автоматизації (наприклад, підтримування рівня контролю металу в кристалізаторі, запобігання проривів й ін.). Тим більше що провідні виробники ШУС у Європі й світі повністю освоїли виробництво гранульованих плавлених сумішей, які найбільш зручні в автоматичних системах. Крім того, гранульовані суміші в меншому ступені схильні до грудування й поглинання вологи з повітря.

Не можна також не зазначити, що в провідних країнах світу все більшого поширення одержують шлакоутворювальні суміші, використовувані для початкового моменту розливання. Такі суміші працюють із екзотермічним ефектом, що дозволяє швидко сформувати рідкі шлаки в кристалізаторі. Відповідно за наявності автоматичної системи виводу струмка МБЛЗ на нормальний режим розливання можна істотно зменшити головну обрізь заготовки. За даними низки заводів Росії й України довжина головної обрізуваної частини заготовки за використання в початковий момент екзотермічної суміші скорочується з 2,0-2,5 м до 0,45-0,55 м.

3.3.4 Конструктивні особливості кристалізаторів МБЛЗ

Конструктивно кристалізатор (рис. 3.53) являє собою складну збірну одиницю, до складу якої входить внутрішня мідна сорочка, що безпосередньо контактує з розплавленим металом, і твердий сталевий корпус, який виконує функцію фіксування й підтримування мідної сорочки. Між мідними стінками кристалізатора й сталевим корпусом передбачається зазор, через який з певною витратою пропускається охолодна вода.



1 – сталевий кожух; 2 – внутрішня мідна стінка;

3,4 – патрубки, для підведення й відведення води

Рисунок 3.53 – Загальна схема кристалізатора МБЛЗ

Звичайна технологічна довжина кристалізатора ще донедавна становила 700-800 мм за мінімальних розмірів від 500 мм, а максимальних 1200 мм. Сучасна концепція кристалізаторів допускає довжину порядку 900-1000 мм, що збільшує товщину твердої скоринки заготовки на виході із кристалізатора під час лиття на більш високих швидкостях.

Робоча частина кристалізаторів виготовляється з рафінованої міді, або зі сплаву міді зі сріблом, чи сплавів міді із хромом і цирконієм. Для підвищення експлуатаційної стійкості на внутрішню поверхню кристалізатора наносяться спеціальні захисні покриття на основі хрому або нікелю.

Хромове покриття – традиційне зносостійке покриття внутрішньої поверхні кристалізатора. Його наносять безпосередньо на мідні поверхні кристалізаторів для розливання блюмової й сортової заготовки, а також між нікелем і міддю в кристалізаторах слябових МБЛЗ для послаблення тертя. Твердість хрому дорівнює близько 900 HV, але товщина напилювання хрому обмежена 0,12-0,13 мм для слябових кристалізаторів й приблизно 0,20-0,22 мм – для сортових. На сьогоднішній день основні завдання його застосування – зниження тертя й зменшення прилипання в кристалізаторі за різкої зміни рівня металу під час запуску.

В останні роки як захисне покриття успішно застосовується нікель і нікелеві сплави, що має певні переваги в частині регулювання інтенсивності тепловідведення. Твердість таких покриттів варіюється від 220 до 1200 HV, а теплопровідність – від 90 до 30 Вт/(м К). На практиці для слябових МБЛЗ використовують нікелеві покриття, які мають різну товщину по висоті кристалізатора. Це дозволяє розширити можливості керування процесом тепловідведення в кристалізаторі, що особливо важливо для тріщиночутливих марок сталей.

Крім того, провідні виробники кристалізаторів використовують різного роду тришарові покриття типу нікель (+фосфор) – кобальт – хром, які істотно підвищують стійкість гільз, але при цьому трохи здорожчують їхню вартість.

У конструкційному плані мідна частина кристалізаторів виконується або у вигляді гільзи, або збірною.

Гільзові кристалізатори (рис. 3.54) зазвичай застосовуються для лиття квадратної заготовки перерізом до 220-250 мм, а також для круглої заготовки.

Гільзові кристалізатори виготовляються із суцільнотягнутих мідних труб з товщиною стінки 5-20 мм. Із трубної за-

готовки різними методами обробки металу тиском одержують деталь із заданим профілем поперечного перерізу, яка називається гільзою, що і є внутрішньою робочою стінкою кристалізатора.

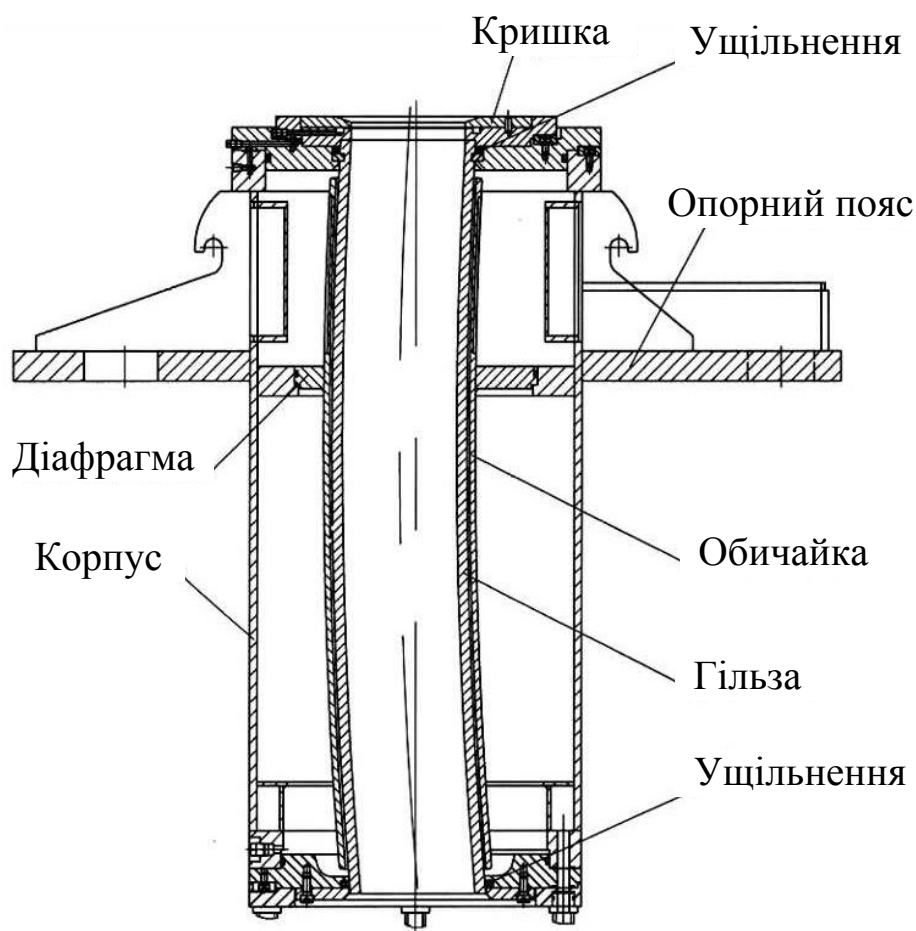


Рисунок 3.54 – Гільзовий кристалізатор сортвої МБЛЗ

Гільза вставляється в сталевий корпус і кріпитися у верхній частині за допомогою фланця. Нижня частина гільзи фіксується в корпусі за допомогою ущільнення, що допускає вільне термічне її розширення без виникнення деформації стін. Вода рухається між корпусом і гільзою по зазору шириною 4-7 мм, забезпечуючи інтенсивне й рівномірне відведення теплоти. Жолобленню гільзи запобігають також ребра жорсткості, наявні в конструкції.

Значною позитивною якістю таких кристалізаторів є можливість досягнення високих швидкостей розливання внаслідок великої інтенсивності тепловідведення через тонкі стінки гільзи, відсутність стиків у робочій поверхні стінки, які часто є причиною зависання злитка, невелика витрата міді, легка змінюваність зношених гільз, а також простота конструкції й порівняно невисока вартість. Однак гільзові кристалізатори не придатні для розливання прямокутних і великих квадратних перерізів через недостатню жорсткість мідних тонкостінних гільз, а також практично не відновлюються під час ремонтів. Експлуатаційна стійкість гільзових кристалізаторів може становити 20-25 тис. т рідкої сталі.

Інтенсивність відведення тепла в гільзах істотно підвищується за рахунок зменшення величини повітряного зазору між стінкою гільзи кристалізатора й скоринкою безперервного злитка. Повітряний зазор може бути усунутий або, принаймні, скорочений до мінімуму, а теплопередавання оптимізоване, якщо контур кристалізатора буде в максимальному ступені відповідати контуру кірки безперервного злитка. На практиці поправки на природну усадку безперервнолитого злитка здійснюються шляхом виконання внутрішньої поверхні гільзи кристалізатора або у вигляді багатоступінчастого конуса, або у вигляді так званого параболічного профілю (рис. 3.55). Ця концепція в цілому забезпечила зростання швидкості витягання заготовки в середньому в 1,5-2,5 рази порівняно з одноконусною й двоконусною гільзами.

Збірні кристалізатори являють собою конструкцію із чотирьох мідних плит і використовуються для блюмових і слябових МБЛЗ. Мідні робочі стінки виконуються досить товстими (50-60 мм) і в них вирізують пази для проходу охолодної води. Довжина кристалізатора зазвичай становить 0,7-1,1 м.

Розрізняють 2 типи конструкції збірних кристалізаторів: віялову і коробчасту. Віялова схема використовується переважно для блюмових МБЛЗ. При цьому після певного зношення внутрішньої поверхні плити перестругуються, що дозволяє використовувати їх до 5-6 кампаній. Коробчаста конс-

трукція використовується для слябових і блюмових МБЛЗ. Така конструкція дає можливість змінювати ширину сляба й блюма в процесі розливання, а також змінювати конусність бічних граней. При цьому внутрішня поверхня кристалізаторів має захисне покриття.

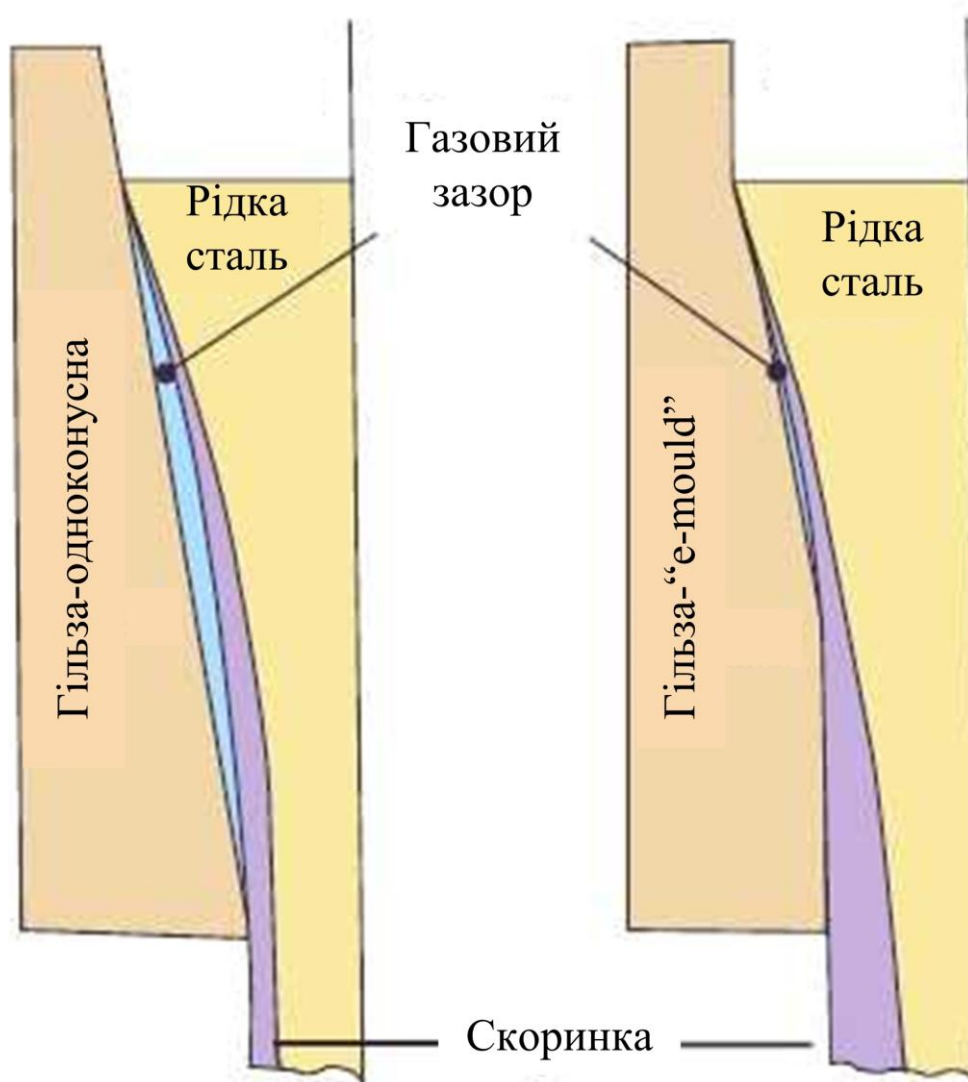


Рисунок 3.55 – Схема прилягання скоринки заготовки до поверхні одноконусної й багатоконусної гільзи кристалізатора

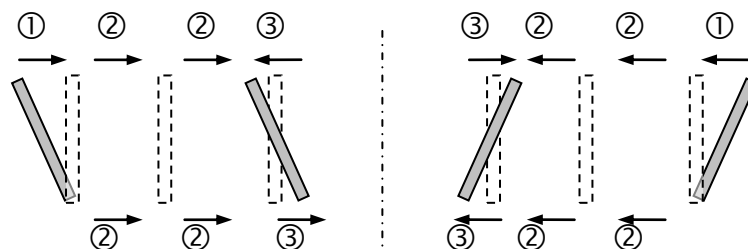
Зовнішній вигляд збірного кристалізатора для блюмової заготовки зображений на рисунку 3.56.



Рисунок 3.56 – Збірний кристалізатор для блюмової заготовки

Конструкція слябових кристалізаторів має коробчасту архітектуру. При цьому в конструкції сучасних слябових кристалізаторів передбачається можливість переміщення бічних стінок як з метою зміни ширини розливаного сляба, так і з метою корекції конусності бічних граней у процесі розливання.

Зміна ширини сляба в процесі розливання досягається досить повільним переміщенням пластин вузьких граней у необхідному напрямку (рис. 3.57). Максимум швидкості зміни ширини сляба оцінюється на рівні 200 мм за хвилину за рахунок ретельно підбраної послідовності переміщення вузької сторони кристалізатора.



① – зменшення клиноподібності до нуля; ② – паралельне регулювання ширини; ③ – регулювання клиноподібності;
Рисунок 3.57 – Схема зменшення ширини кристалізатора в процесі розливання

Регулювання ширини сляба безпосередньо в ході лиття можуть приводити до збільшення продуктивності МБЛЗ на 30-50 %, зниження витрат на вогнетриви на 30-50 %, і значної економії енергії.

Зменшення ширини кристалізатора здійснюється в головній частині першого сляба плавки з меншою шириною. Аналогічно виконується операція збільшення ширини кристалізатора, що здійснюється у хвостовій частині останнього сляба плавки з меншою шириною. Для обмеження випинання граней злитка під кристалізатором встановлюються підтримувальні ролики (рис. 3.58).



Рисунок 3.58 – Схема розташування підтримувальних роликів під кристалізатором блюмової МБЛЗ

На багатьох заводах дотепер застосовуються кристалізатори із циліндричними свердленими в мідних стінках отворами діаметром 15-20 мм із кроком 30-40 мм. При цьому товщина мідної стінки становить 60-80 мм, а відстань від робочої поверхні до поверхні каналів охолодження 30 мм. Допустима мі-

німальна відстань від робочої поверхні до поверхні каналів охолодження після ремонту, фрезерування та зачищення плит становить 10 мм. Матеріал широкої стінки – мідь, а вузької – мідь зі сріблом. Швидкість руху води в каналах охолодження 6-8 м/с. Більш прогресивним рішенням, що спрощує виготовлення плит кристалізатора, варто вважати використання плит із прямокутними фрезерованими каналами (рис. 3.59).

Канали водяного охолодження виготовляють методом фрезерування зовнішніх сторін мідних пластин від верху до низу. Габарити цих нарізних каналів становлять приблизно 15 мм по ширині й 5 мм у глибину.



Рисунок 3.59 – Мідна панель широкої грані слябового кристалізатора з каналами водяного охолодження

Кристалізатори МБЛЗ оснащені оборотною системою, проохолоджуються водою високої якості, часто демінералізованою. У технічних умовах обумовлюється, що оборотна система повинна забезпечувати мінімальну швидкість потоку води в каналах системи охолодження близько 7-8 м/с. Така швидкість проточної води необхідна для ефективного відведення тепла й запобігання можливому кипінню води на внутрішній поверхні каналів.

У цілому ж система охолодження кристалізаторів являє собою замкнений, локальний, оборотний контур. З метою скорочення займаних площ, зниження гідравлічних втрат,

зменшення довжин магістральних трубопроводів і потужностей насосних агрегатів вона виконується максимально компактно. У водорозбірному вузлі кожна секція охолодження кристалізатора оснащена запірною й регулювальною апаратурою, а також контрольно-вимірювальними приладами. Керування витратою води первинного охолодження здійснюється за допомогою АСУТП. Охолодна вода постійно циркулює в локальному замкненому контурі й піддається зворотному охолодженню в теплообмінниках. У системі використовується зм'якшена або повністю знесолена вода, якість якої не нижче вимог, викладених у таблиці 3.8.

Таблиця 3.8 – Показники якості охолодної води кристалізаторів

Найменування параметра	Одиниця виміру	Охолодження	
		кристалізаторів	ЕМП
Лужність (загальна)	Мг-екв/л	< 2,5	–
Твердість: загальна карбонатна	Мг-екв/л	< 0,7	–
	°d	–	< 6
Сульфати	мг/л	< 250	< 250
Хлориди	мг/л	< 150	< 100
Масла	мг/л	не допускається	–
рН		7-9	7-8
Зважені частки: кількість крупність	мг/л	< 10	–
	мм	0,2	≤ 0,01
Солевміст	мг/л	< 1000	
Електропровідність	МкОм/см	< 600	< 500
Уміст заліза	мг/л	< 0,3	< 0,3
Уміст марганцю	мг/л	–	< 0,05
Температура на вході	°C	< 35	20-45

На сучасних МБЛЗ передбачено також підживлення контуру водяного, охолодження кристалізаторів з урахуванням втрат води, які відбуваються за їхньої заміни, а також систему аварійного охолодження кристалізаторів, що забезпечує безпечне припинення процесу безперервного розливання ста-

лі в ситуації, коли відбулося раптове припинення подавання води від основної системи охолодження.

Аварійна система забезпечена мінімумом необхідної води, зазвичай, на час до 5 хвилин для оперативного припинення подавання рідкого металу в кристалізатори й виводу заготовок із МБЛЗ. У випадку аварійного зниження витрат води на охолодження кристалізаторів або підвищення перепаду температури води на вході й виході із кристалізаторів більше 12°C , щоб уникнути проплавлення його розливання сталі припиняють.

Для мінімізації температури й термічних деформацій стінок, у кристалізаторі підтримується висока швидкість протікання охолодної води. Крім того, висока швидкість води необхідна для запобігання локальному скіпанню води на поверхні мідної стінки.

Скипання води веде до відкладень накипу на стінках, що збільшує опір теплопередавання від скоринки зливка до води й викликає перегрів стінок (наприклад, відкладення вапняного накипу товщиною 0,1 мм сприяють збільшенню температури стінки майже на 100°C). Підвищення температури мідної стінки вище температур рекристалізації міді неминуче призводить до їхньої деформації в області меніска рідкого металу й, відповідно, викривлення профілю робочої поверхні кристалізатора. За звичайного ведення процесу розливання температура внутрішніх стінок кристалізатора не перевищує 260°C (тобто нижче температури знеміцнення міді), однак у випадках низької швидкості протікання води в кристалізаторі, нерівномірного охолодження або значних відкладень накипу на зовнішніх поверхнях температура може підвищуватися до $300\text{--}400^{\circ}\text{C}$ і відбувається їхня груба деформація.

Перед установленням на МБЛЗ кожен кристалізатор підлягає ретельному огляду. Після розливання кожної серії плавок оператор очищає, за допомогою спеціальної рідини, робочу поверхню від нагару й візуально оцінює її стан. Відбраковування гільз і заміна плит, зазвичай, відбувається в наступних випадках: за високої деформації профілю, за наявності

значних дефектів на робочій поверхні (особливо у верхній частині), за високого механічного зношування в нижній частині.

Коли зношується робоча поверхня кристалізатора в нижній частині на величину більше 1 мм, можуть спостерігатися масові прориви металу по тріщинах, а також підвищення ромбічності й утворення поздовжніх тріщин на поверхні заготовок. Грубі задирки й подряпини на робочих поверхнях (особливо, якщо вони розташовані у верхній частині й мають глибину більше 0,5 мм) можуть призвести до підвисань зливка в кристалізаторі, обриву його або утворення поверхневих тріщин.

Заміна кристалізаторів відбувається з наступних основних причин:

- досягнення предревізійної стійкості;
- два прориви підряд по тріщині в ході експлуатації;
- ромбічність заготовок вище допустимих значень;
- поява течі води через ущільнення;
- затверділа оболонка або злиток металу в гільзі після закінчення розливання.

Бракувальні ознаки гільз кристалізаторів полягають у наступному:

- дефекти на робочій поверхні (задирки, раковини, подряпини й ін. на відстані 100-250 мм від верхнього торця – глибиною більше 0,5 мм, а на відстані більше 250 мм від верхнього торця до низу кристалізатора – глибиною більше 1,0 мм);
- ступінчата зміна розмірів гільзи по довжині – на величину більше 0,5 мм (викривлення профілю гільзи визначається за відхиленням піка деформації від заданого профілю в тім же перерізі);
- зношування в нижній частині гільзи (збільшення розмірів з рівня 400-600 до 800 мм) більш ніж на 1,0 мм.

3.4 Зона вторинного охолодження

Зазвичай, говорячи про зону вторинного охолодження (ЗВО), мають на увазі ту частину МБЛЗ під кристалізатором, де охолодження заготовки відбувається інтенсивніше, ніж просто під час охолодження на повітрі. Отже, зона вторинно-

го охолодження заготовки починається безпосередньо під кристалізатором. Це зумовлюється тим фактом, що тверда скоринка металу, яка сформувалася в кристалізаторі, ще досить тонка й недостатньо міцна й вимагає подальшого її нарощування. У сучасних МБЛЗ довжина ЗВО, залежно від перерізу заготовки й швидкості лиття, може становити від 8-10 м до декількох десятків метрів. При цьому вона може тривати аж до тягнучо-правильної кліті.

3.4.1 Основні конструктивні рішення для підтримування й спрямування руху заготовки

Основною технологічною функцією зони вторинного охолодження є створення оптимальних умов для повного заствердіння безперервного зливка, які забезпечують необхідну якість заготовки. ЗВО повинна відповідати наступним функціональним вимогам:

- забезпечувати ретельне підтримування зливка на виході із кристалізатора, де товщина оболонки мінімальна, а її механічна міцність досить низька;
- усувати можливість сильного випинання (деформації) твердої скоринки зливка під дією феростатичного тиску;
- зменшувати вплив розтяжних напруг в оболонці заготовки, що виникають під дією тягових зусиль;
- забезпечувати оптимальне тепловідведення і його регулювання залежно від швидкості витягання й сортаменту відливої сталі;
- зберігати стабільність технологічної осі й високі характеристики міцності підтримувальних пристроїв в умовах високих температур і навантажень у процесі тривалої експлуатації машини;
- забезпечувати швидку заміну вузлів ЗВО під час аварійних ситуацій, а також мінімальні втрати часу на переналагодження, пов'язані зі зміною перерізу відливої заготовки.

Конструкція ЗВО складається із системи опорних елементів (роликів), що підтримують і направляють заготовку (рис. 3.60), і пристроїв, розташованих між роликами, які за-

безпечують охолодження зливка за рахунок розбризкування охолоджувальної води.

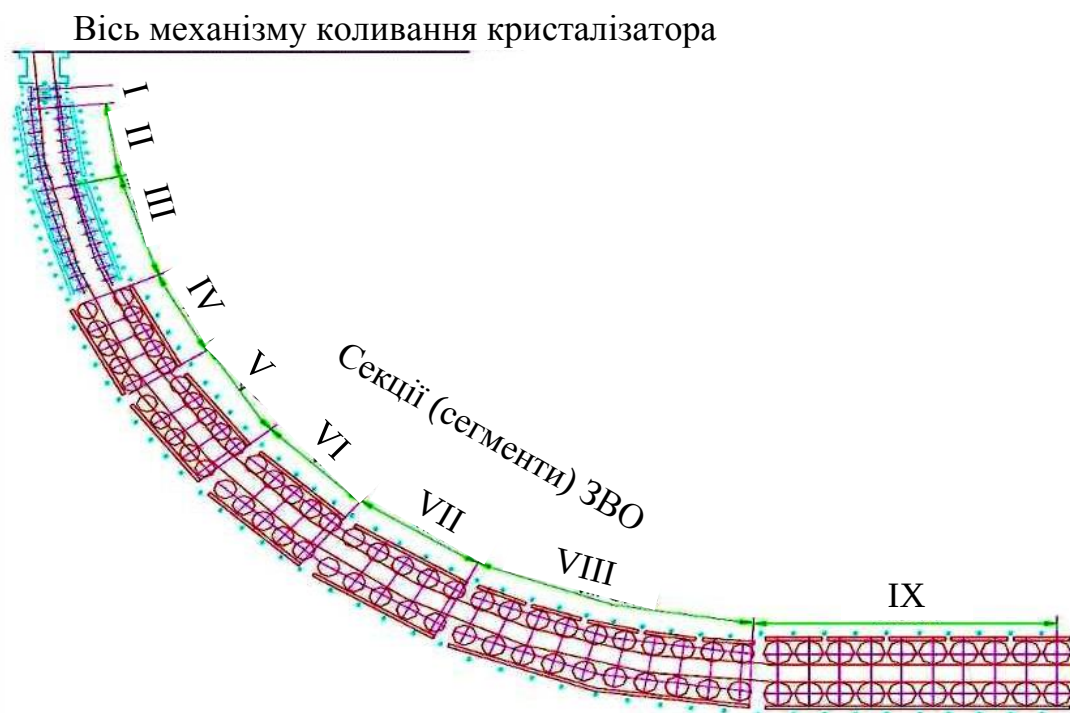


Рисунок 3.60 – Схематичне зображення ЗВО радіальної слябової МБЛЗ із розбивкою її на сегменти

Точність розташування опорних роликів є досить важливим елементом у системі забезпечення якості безперервнолитої заготовки, оскільки будь-які відхилення положення роликів від номінальної позиції призводять до додаткової деформації заготовки в процесі її руху по ЗВО.

Для забезпечення рівномірного охолодження заготовки по довжині ЗВО розбивається на кілька секцій. Зазвичай, їхня кількість коливається від 3 до 5 для сортових і блюмових МБЛЗ і від 8 до 15 – для слябових. Розподіл ЗВО на сегменти спрощує монтажні роботи на МБЛЗ, а також дозволяє виконувати настроювання сегментів за її межами. У конструкційному плані сегменти являють собою дві зварені рами з роликами, жорстко стягнуті між собою спеціальними стяжками (рис. 3.61).

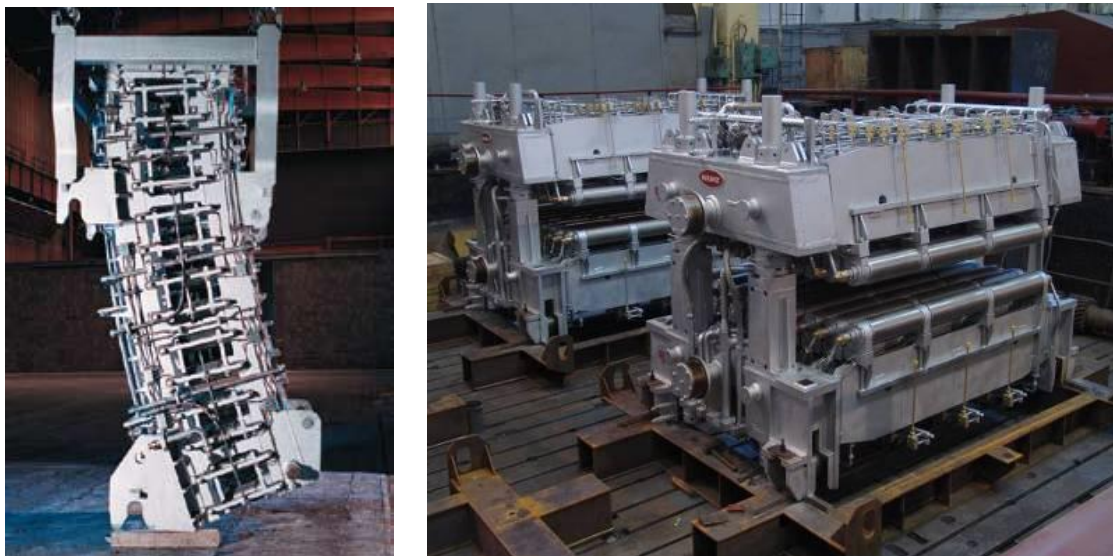


Рисунок 3.61 – Сегменти роlikової проводки блужетової (а) і слябової (б) МБЛЗ

У металургійній практиці перевага віддається суцільнокованим товстостінним роliкам, що мають різні системи внутрішнього водяного охолодження. Роliки без внутрішнього охолодження водою використовуються, зазвичай, у сортових і блужетових МБЛЗ. Їхнє охолодження здійснюється шляхом зрошення водою, що застосовується для охолодження заготовки.

У найбільш складних умовах працюють роliки слябових МБЛЗ, оскільки вони мають велику відстань між підшипниковими опорами й максимальне теплове навантаження унаслідок великої ширини сляба. Роliки сучасних слябових МБЛЗ складаються із трьох обичайок, що опираються на чотири підшипники кочення, установлені в подушках (рис. 3.62).

У середині осі виконаний канал охолодження, у протилежні кінці якого встановлені спеціальні вертлюги для підведення й відведення охолоджувальної води. У подушках підшипників також виконані канали охолодження для захисту зовнішнього кільця підшипника.

У цілому опорні роliки МБЛЗ працюють у досить складних умовах, оскільки перебувають у зоні підвищених температур і зазнають високих навантажень, пов'язаних з підтриму-

ванням заготовки. Температурний режим охолодження опорних роликів є досить важливим чинником, що забезпечує їхню експлуатаційну стійкість. При цьому робоча поверхня роликів постійно контактує з гарячою поверхнею заготовки, і ролики відповідно піддаються сильному температурному впливу.

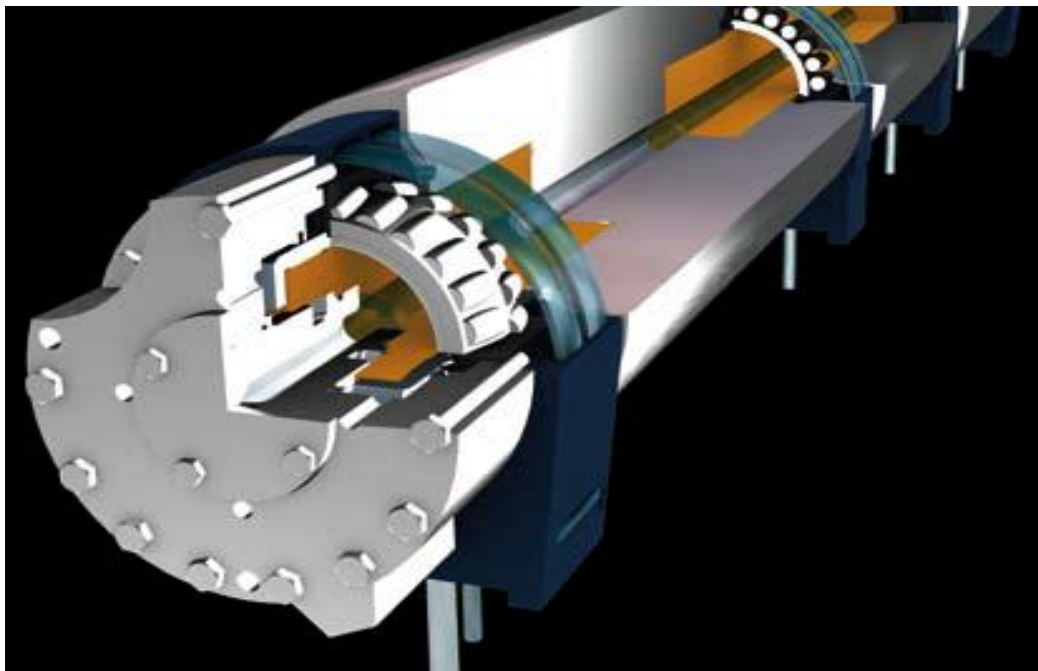


Рисунок 3.62 – Конструкція комбінованих роликів МБЛЗ

Якщо інтенсивність водяного охолодження виявляється недостатньою, то термічні навантаження на робочу поверхню роликів призводять до появи на ній тріщин (так званий «розпал»), які негативно впливають на якість поверхні заготовки, а також призводять до руйнування роликів. Додатковим чинником, що впливає на якість поверхні заготовки у випадку недостатнього охолодження роликів, є розвиток явища «налипання» окалини на їхню робочу поверхню. Налиплі шматки окалини травмують поверхню сляба, залишаючи в ньому відповідні вм'ятини.

Особливе місце під час вибору оптимальних розмірів діаметрів підтримувальних роликів і відстані між ними відіграє ступінь випинання оболонки твердої скоринки під дією

феростатичного тиску (рис. 3.63). Зусилля, які виникають у цьому випадку, настільки великі, що вони можуть радикально деформувати тверду скоринку. При цьому варто мати на увазі, що деформація твердої скоринки відбувається в кожній парі роликів. Це, урешті-решт, може призводити до утворення внутрішніх тріщин у твердій скоринці, що істотно знизить якість заготовки.

У верхній частині ЗВО встановлюються опорні ролики мінімального діаметра (100-120 мм), що дозволяє в максимальному ступені обмежувати випинання твердої скоринки. У міру просування заготовки у ЗВО діаметр роликів збільшується. В останніх секціях ЗВО слябових МБЛЗ він досягає величини 300-350 мм. Як матеріал для роликів використовують леговані сталі марок 24Х1МФ і 25Х1МФ.

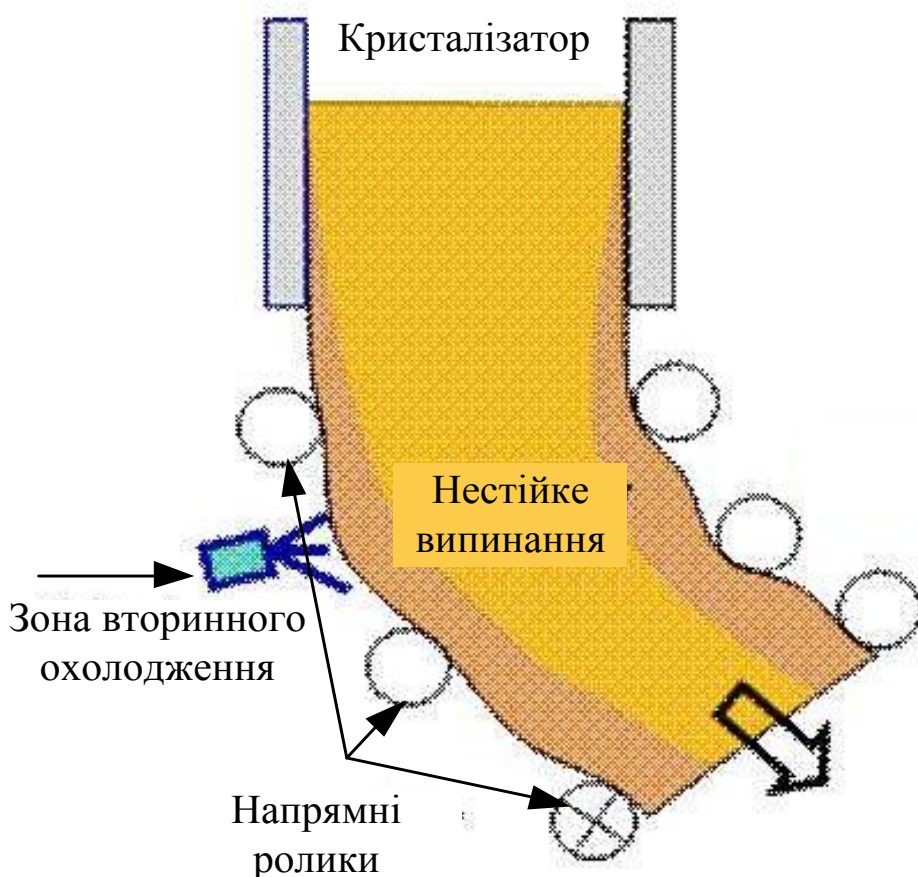


Рисунок 3.63 – Схема випинання твердої скоринки заготовки у ЗВО

У процесі руху зливка по ЗВО відбувається зміна (зменшення) його геометричних розмірів унаслідок усадки сталі. Тому положення роликів у ЗВО обов'язково враховує конусність безперервнолитої заготовки й до неї прив'язується положення кожного ролика. На практиці точність положення роликів уздовж технологічної осі коливається в межах від 0,05 до 0,1 мм. У процесі експлуатації МБЛЗ положення опорних роликів час від часу контролюється й корегується, якщо буде потреба.

Тим часом функції підтримувальних пристроїв не обмежуються тільки збереженням геометричної форми заготовки. Крім того, заготовку необхідно безупинно витягати із кристалізатора, а також переміщати вздовж технологічної лінії МБЛЗ одночасно з її випрямленням (а для криволінійних МБЛЗ ще й загином).

Для рівномірного витягування заготовки необхідно створити певне зусилля між роликами й зливком, що формується. Зусилля притискання, передане роликами на зливоч, повинно дорівнювати або трохи перевищувати (на 10-15%) феростатичний тиск рідкої фази зливка на ролики. Це забезпечується за допомогою гідравлічних або пружинних пристроїв, розташованих на верхній рамі. Для запобігання надто сильній деформації зливка від тиску роликів між верхньою й нижньою рамами встановлюються спеціальні упори. При цьому для того, щоб зменшити розтяжні зусилля, що діють під час витягування на його оболонку, доцільно розподілити приводні ролики по всій довжині технологічної лінії. У більшості випадків роблять приводними частину нижніх роликів, розподіляючи приводи рівномірно по довжині машини.

На ділянці розпрямлення, крім виконання функції підтримування заготовки і її витягання, до роликів додається функція виправлення (розгину) заготовки. Відомі різні схеми ділянок випрямлення: зі стаціонарним установленням роликів, із плаваючою касетою підтримувальних роликів, з підпружиненими підтримувальними роликами, з балансирним установленням верхніх роликів, з балансирним установленням чотирироликівих блоків і т.д. Зазвичай розгин заготовки

здійснюється в декількох точках (наприклад, 2-3 точки для сортових МБЛЗ, 5-8 і більше точок для слябових МБЛЗ), що запобігає появі внутрішніх поперечних тріщин. Тим часом на практиці існують певні рекомендації, основані на експериментальних даних, які дозволяють розрахувати відстань між роликками, виходячи з умови, що максимальний прогин дорівнює допустимому за умов міцності і якості заготовки.

У наш час на сучасних слябових і блюмових МБЛЗ з метою зменшення осьової пористості й ліквідації широко використовується метод «м'якого» обтиснення. Цей метод передбачає обтиснення заготовки в рідко-твердому стані безпосередньо у ЗВО. При цьому фронти кристалізації протилежних граней зближаються і видавлюють рідку фазу в усадні порожнини, що утворилися в процесі кристалізації, а також у верхню частину заготовки (рис. 3.64).

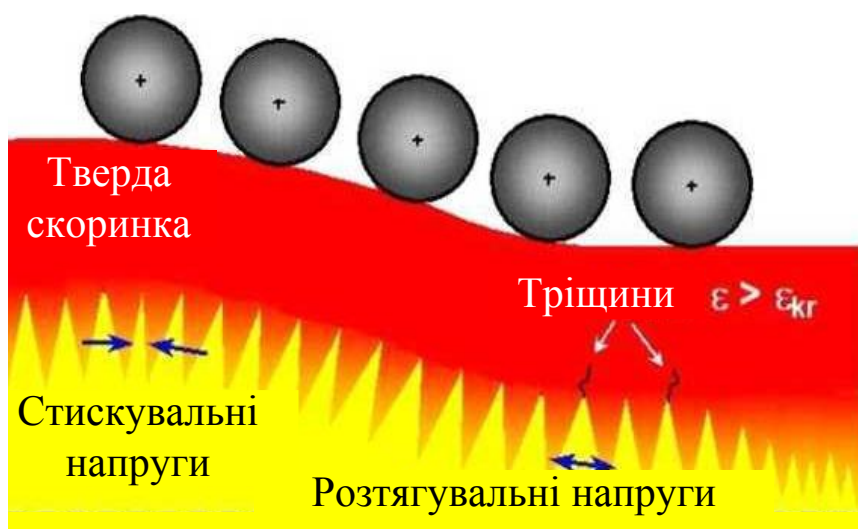


Рисунок 3.64 – Принципова схема «м'якого» обтиснення заготовки

Зазвичай, величина обтиснення становить кілька міліметрів по кожній стороні й вибирається з міркувань забезпечення якості внутрішніх шарів заготовки. Інтенсивність обтиснення лімітується міркуваннями появи внутрішніх тріщин, зумовлених у край низькою пластичністю сталі в області температур твердіння. Обтиснення здійснюється в тій зоні заготовки, де

частка рідкої фази становить 55-40% і менш. Для забезпечення ефективного «м'якого» обтиснення у ЗВО передбачаються спеціальні секції, що складаються з 5-10 пар валків.

3.4.2 Системи й способи охолодження заготовки

Рівномірне охолодження безперервнолитої заготовки є найбільш важливим завданням, розв'язуваним в зоні вторинного охолодження. При цьому заготовка, що виходить із кристалізатора, має тверду скоринку товщиною 15-35 мм, а також рідко-тверду зону й внутрішню зону з рідкою фазою, що має температуру сталі на рівні температури ліквідус.

Відведення тепла від поверхні заготовки у ЗВО досягається шляхом інтенсивного оббризування її поверхні водою або водоповітряною сумішшю, відведення тепла до підтримувальних роликів із внутрішнім охолодженням, унаслідок конвекції й випромінювання в навколишнє середовище (рис. 3.65).

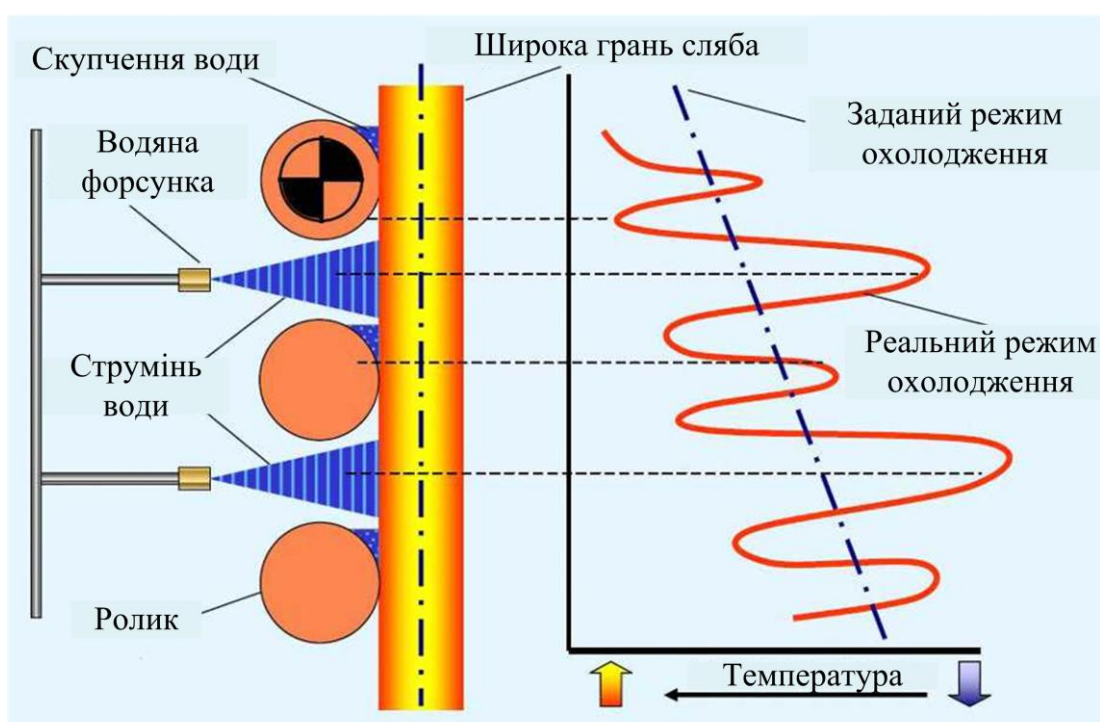


Рисунок 3.65 – Характер відведення тепла від заготовки у ЗВО

Як видно з рисунка 3.65 найбільш інтенсивно тепло відводиться в області прямої дії форсунки й у області контакту опорного ролика з поверхнею заготовки (де накопичується частина води, що витрачається на охолодження), а мінімальне відведення тепла має місце в зоні під роликами, куди практично не потрапляє охолоджувач.

Прийнято вважати, що частка сумарного тепловідведення в зоні вторинного охолодження становить 75-78%, причому 38-40% тепла передається охолоджувачу, який подається форсунками, приблизно 30% підтримувальним роликам із внутрішнім охолодженням і близько 8% унаслідок випромінювання й конвекції в навколишнє середовище.

Інтенсивність охолодження у вторинній зоні повинна вибиратися таким чином, щоб температура поверхні заготовки в процесі її переміщення по ній залишалася приблизно постійною або повільно зменшувалася. Досить часто перевага віддається варіанту, за якого температура поверхні повільно знижується по всій довжині ЗВО. Найбільш несприятливими умовами охолодження є коливання температури заготовки в області температури аустенітного перетворення, оскільки вони провокують виникнення гарячих поверхневих тріщин.

Щільність теплового потоку у ЗВО (q), можна оцінювати за формулою

$$q = \alpha (T_{\text{пов}} - T_{\text{ос}}),$$

де α - коефіцієнт теплопередавання;

$T_{\text{пов}}$ - температура поверхні заготовки;

$T_{\text{ос}}$ - температура охолоджуючого середовища.

Як видно із поданої формули, щільність теплового потоку у ЗВО прямо пропорційна різниці температур поверхні заготовки й навколишнього середовища.

За наявних даних про необхідну щільність теплового потоку є можливим розрахувати необхідну витрату охолоджувача (охолоджувальної води або водоповітряної суміші). Вважається, що заготовка повинна охолоджуватися рівномірно, а по-

ява темних або яскравих плям на її поверхні служить показником незадовільної роботи форсунок або системи в цілому.

Для забезпечення ефективного процесу охолодження, величина коефіцієнта теплопередачі α повинна бути досить високою, однак вона також повинна бути регульованою.

У цілому температура поверхні заготовки в кристалізаторі перебуває на рівні 1200-1280 °С, а при виході з нього вона досить плавно знижується до рівня 1150-1200 °С. Надалі температура поверхні безперервнолитої заготовки у ЗВО встановлюється таким чином, щоб тепловий потік через кірку зливка й тепловідведення на поверхні зливка виходили приблизно однаковими. При цьому інтенсивне зниження температури заготовки відбувається протягом перших чотирьох-п'яти зон (від 0,9 до 8 м). Оптимальна температура поверхні заготовки при цьому, зазвичай, становить 1100-1180 °С. Підвищення інтенсивності тепловідводу обмежується кінцевим термічним опором твердої скоринки заготовки. Вибір раціонального рівня температур заготовки (й інтенсивності охолодження) у ЗВО залежить від цілої низки чинників до яких належать марка сталі, метод охолодження, вимоги до якості заготовки, тип МБЛЗ й ін.

Довжина ЗВО обирається з тих міркувань, що у випадку припинення подачі охолоджувача температура поверхні не буде вже потім істотно збільшуватися, тобто прогріватися за рахунок тепла внутрішніх об'ємів заготовки. Подовження ЗВО особливо за високих швидкостей розливання, навпаки, може забезпечити більш високе тепловідведення й досить часто також потрібно для підтримування заданих температур поверхні в нижній частині машини.

Для забезпечення рівномірного охолодження заготовки по довжині ЗВО передбачається кілька секцій з різною інтенсивністю відведення тепла. Для досягнення необхідної інтенсивності тепловідведення застосовуються наступні основні методи подачі охолоджувальної речовини: охолодження струменями води (струминне охолодження) або водоповітряною сумішшю (водоповітряне охолодження), яку подають між опор-

ними роликами через спеціально встановлювані форсунки; а також охолодження на повітрі за допомогою випромінювання.

При цьому температурний стан безперервнолитої заготовки може досить повно бути оцінено на математичних теплофізичних моделях. Ефективність застосування на практиці таких моделей досить велика, і тому вони широко застосовуються під час роботи сучасних МБЛЗ. При цьому особливо важливим елементом моделювання є відпрацювання режимів охолодження за нестаціонарних режимів лиття, які виникають під час заміни промковша або зменшення швидкості витягання заготовки. На рисунку 3.66 як ілюстрація зображена картина охолодження сляба після заміни промковша.

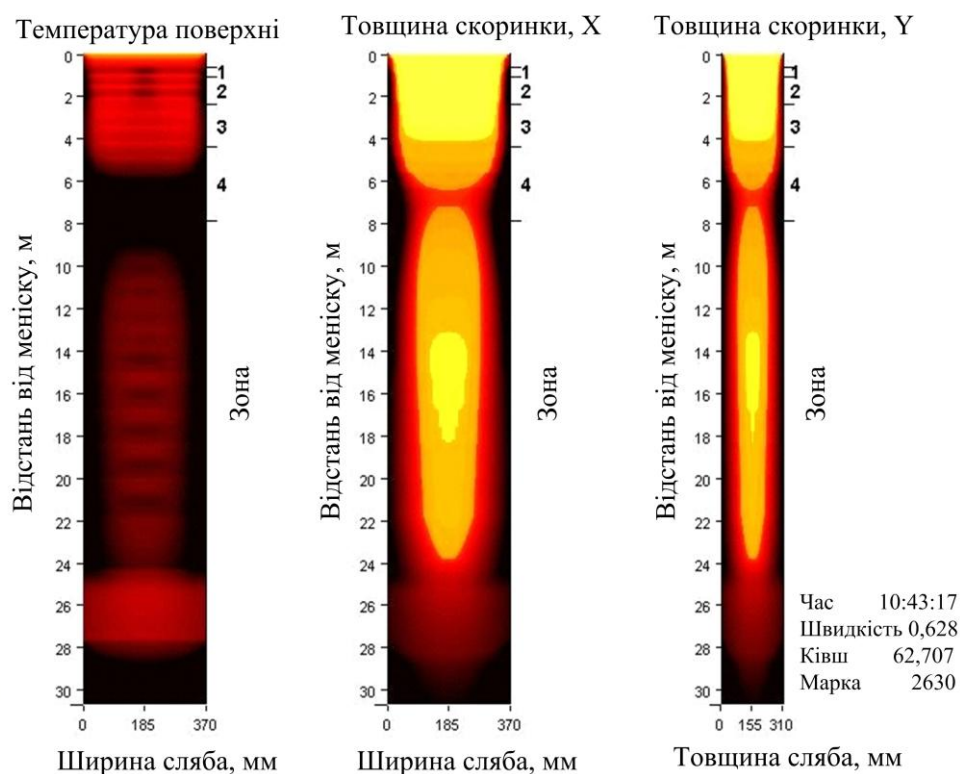


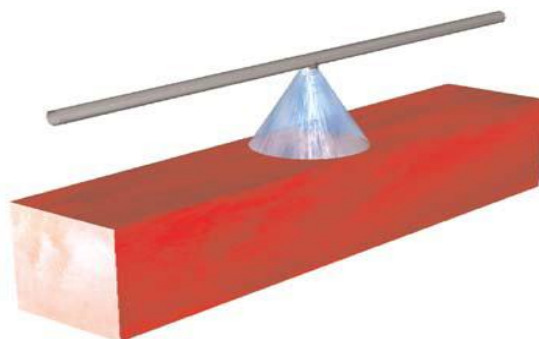
Рисунок 3.66 – Стан поверхні сляба (ліворуч) і його внутрішніх поздовжніх перерізів по широкій (середина) і вузькій (праворуч) гранях

Струминне охолодження забезпечує вторинне охолодження заготовки струменями води, яка подається через спеціальні розбризкувальні форсунки (рис. 3.67), розташовані між опорними роликami. Вода потрапляє на поверхню заготовки у вигляді крапель, які повинні мати достатню енергію й швидкість, щоб проникнути крізь парову «сорочку», що утворилася на поверхні заготовки внаслідок інтенсивного випару води.

Цей спосіб охолодження безперервнолитої заготовки має низку істотних технологічних недоліків: величина тепловіддачі не завжди збільшується пропорційно збільшенню витрати води; краплі з водяної форсунки зазвичай досить великі, що не сприяє збільшенню швидкості пароутворення й обмежує ефективність охолодження; у місці контакту водяного струменя із заготовкою відбувається термічний удар, що може призвести до зональної сегрегації або утворення тріщин і т.д.



а)



б)

Рисунок 3.67 – Факел води, що розбризкується форсунками струминного розпилення (а) і розташування форсунки щодо поверхні заготовки (б)

Зазвичай струминне охолодження застосовується в зоні, безпосередньо розташованій під кристалізатором, а також у

наступній після неї зоні (зони 0 і 1). У зоні підбою (зона 0) форсунки розташовані таким чином, що струмені спрямовані під кутом до днища кристалізатора. При цьому вода не потрапляє в проріз кристалізатора, а направляється на опорні ролики, забезпечуючи цим додаткове їхнє охолодження. У зонах 1 і 2 форсунки розташовуються аналогічним чином, тобто частина струменя обмиває ролики за будь-яких витрат води, додатково їх прохолоджуючи.

Для слябових МБЛЗ встановлюються кілька форсунок у розхил роликів (рис. 3.68). При цьому попередньо необхідно визначити ділянки перекриття струменів, що дозволяє забезпечити рівномірний розподіл води по всій ширині охолодження. Додаткові технічні труднощі викликає розташування форсунок у ЗВО сучасних слябових МБЛЗ, які мають можливість зміни ширини сляба в процесі розливання.

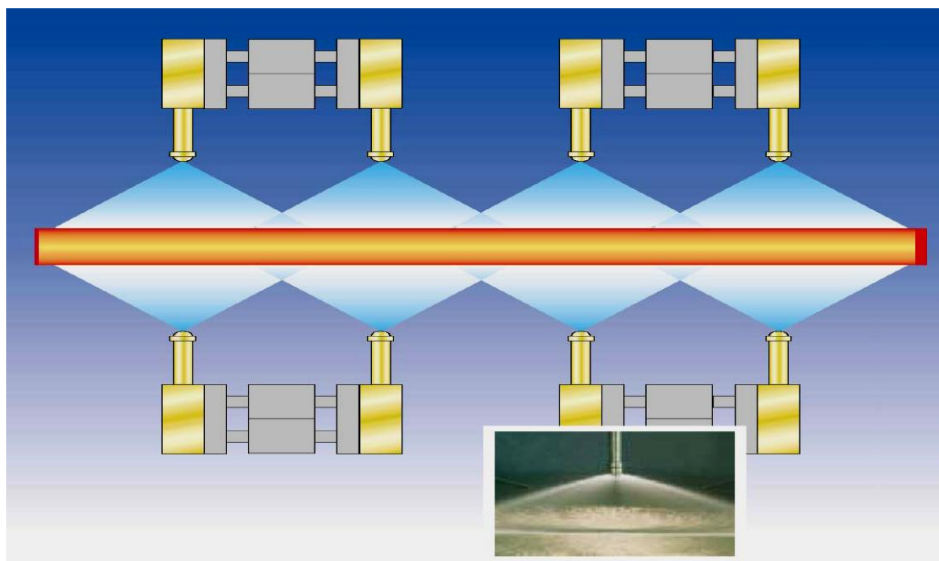


Рисунок 3.68 – Схема розташування форсунок у розхилі роликів

Між тим система струминного охолодження є досить простою в конструкційному плані, що дозволяє широко використовувати її на блюмових і особливо сортових МБЛЗ. Вода, що подається під тиском 0,25-0,35 МПа, проходячи через сопла певної конфігурації, самостійно подрібнюється за

рахунок перепаду тисків на краплі розміром 0,2-1,0 мм і у вигляді факела плоскої, овальної або округлої форми потрапляє на охолоджувану поверхню. Необхідна форма факела досягається конструкцією форсунки і її сопла. Уся ця група форсунок має циліндричний канал для підведення води, який закінчується півсферою, де вода додатково стискується й викидається через щілинне сопло, розташоване по центру півсфери. Сопла забезпечують розкриття факела по великій осі на $80-150^{\circ}$, а по малій – на $5-8^{\circ}$.

Великим недоліком системи водяного охолодження під час подавання охолоджувача через форсунки є також висока нерівномірність охолодження поверхні зливка навіть на порівняно невеликих її ділянках в межах однієї секції по її довжині. Це пояснюється схемою подавання води в зазор між роликами. Тому ділянки зливка, перекриті роликами, не отримують необхідного охолодження, перегріваються, а відкриті ділянки, що мають невелику ширину, переохолоджуються. У результаті різниця температур на порівняно невеликих ділянках досягає $120-150^{\circ}\text{C}$. Така циклічна зміна режиму нагрівання – охолодження відбувається по всій зоні водяного охолодження й, багаторазово повторюючись, призводить до виникнення додаткових напруг у скоринці зливка й, зазвичай, до появи тріщин.

Водоповітряне охолодження здійснюється частками води, які розпилюються повітрям. Розпилення води відбувається, в основному, у результаті зіткнення двох потоків (водяного й повітряного) усередині форсунки. Розпилювач являє собою ніби дві незалежні форсунки для води й для повітря, струмені від яких перетинаються. Обидва потоки виходять із розпилювача в напрямку безперервнолитої заготовки й зустрічаються один з одним, утворюючи факел дрібно дисперсних крапель води. Повітря при цьому способі охолодження відіграє двояку роль: воно забезпечує розпилення води й надає краплям необхідну високу кінетичну енергію. Характер розпилення води визначається витратою й тиском повітря й піддається регулюванню в широкому діапазоні параметрів.

Форсунки розташовують як безпосередньо між опорними роликами, так і за ними (рис.3.69). За розташування форсунок між роликами збільшується ефективний кут розпилення охолоджувача, що забезпечує більш рівномірне відведення тепла з поверхні заготовки. Розташування форсунок за опорними роликами дозволяє спрямувати частину охолоджувача на їхню поверхню, тим самим поліпшуючи умови їхньої роботи. На практиці така схема розташування форсунок застосовується в останніх секціях ЗВО.

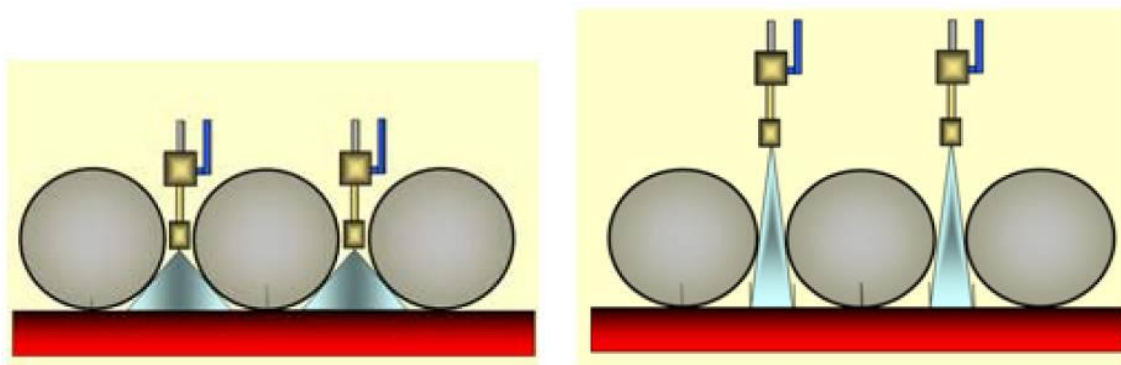


Рисунок 3.69 – Схеми розташування форсунок за водоповітряного охолодження

Усі основні способи водоповітряного охолодження можна з певним ступенем умовності об'єднати у дві групи.

1. Утворення водоповітряної суміші в спеціальних, окремо розташованих змішувачах з подальшим транспортуванням суміші до зливка. Позитивною якістю такої системи є порівняно проста система подачі готової суміші на злиток за допомогою нескладних за конструкцією форсунок. Але в цілому вся система досить громіздка і головним її недоліком є розшаровування суміші під час її транспортування й неоднорідність від форсунки до форсунки.

2. Утворення водоповітряної суміші безпосередньо перед подаванням її на злиток шляхом роздільної подачі з колектора води й повітря. Під час перетинання струменів під певними кутами відбувається їхнє зіткнення, роздріблення струменя води й утворення спрямованого водоповітряного факела. Систе-

ма досить компактна, але регулювання інтенсивності охолодження ускладнено, тому що під час зміни витрат і тисків води або повітря змінюється як дисперсність водяних крапель, так і форма спрямованості водоповітряного факела. Крім того, пристрій вимагає високої точності виготовлення, а за експлуатації він дуже чутливий до чистоти води.

Висока ефективність методу водоповітряного охолодження пояснюється тим, що завдяки великій кінетичній енергії з металом одночасно контактує безліч крапель розпиленої води. За тієї самої витрати води площа теплообміну між охолоджувачем і заготовкою збільшується, оскільки вода дрібно розпилена й кількість дрібних крапель дуже велика. При цьому ці краплі досить рівномірно розподіляються по поверхні заготовки, тому що факел має стійку геометричну форму. Вода, що не випарувалася контактуючи з поверхнею заготовки, падає вниз у вигляді дрібного дощу, утворюючи зону охолодження найближчих ділянок.

Основні технологічні переваги системи водоповітряного охолодження полягають у наступному:

- високі швидкості руху потоків безпосередньо в отворі форсунки, що істотно зменшує ймовірність його заростання;
- можливість формування крапель води оптимальних розмірів, що підвищує ефективність охолодження в цілому;
- широкий діапазон зміни параметрів подавання охолоджувальної рідини й повітря, що дає можливість використати один типорозмір форсунок для різних марок сталей і швидкостей лиття;
- однорідність розпилення води вздовж поверхні широких граней слябів за рахунок використання декількох форсунок за шириною (з перекриттям), що знижує ймовірність локального переохолодження (перегріву) поверхні зливка.

Безперебійна робота систем форсункового охолодження багато в чому залежить від якості використовуваної води. Брудна й занадто жорстка вода призводить до засмічення форсунок. Засмічення форсунок призводить до нерівномірного розбризкування охолоджувальної рідини й відповідно до нерівномірного охолодження безперервнолитої заготовки

(рис. 3.70). Це, як відомо, призводить до жолоблення твердої скоринки заготовки, розтріскування або до проривів.

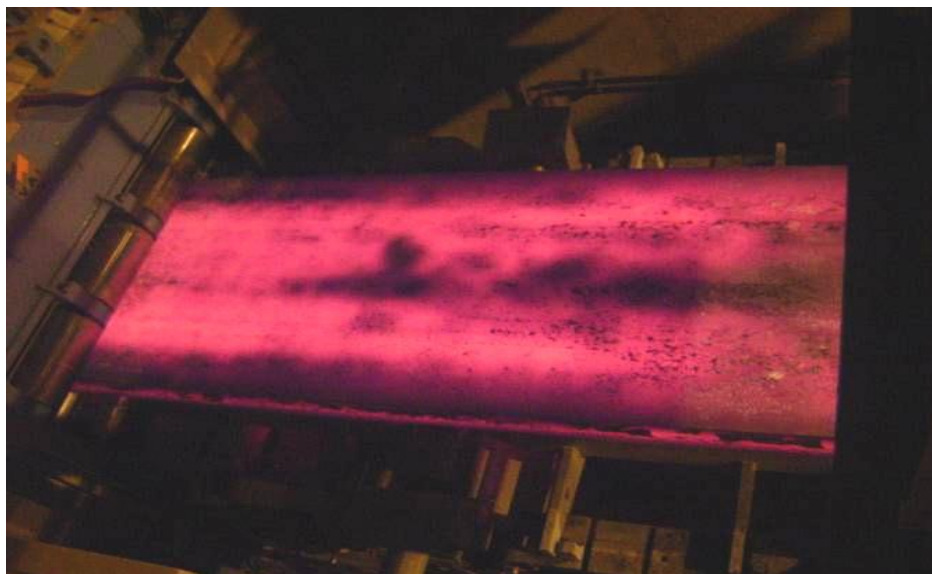


Рисунок 3.70 – Зовнішній вигляд поверхні сляба на виході із ЗВО за нерівномірного його охолодження

У наш час для забезпечення МБЛЗ водою належних кондицій (тиск 0,5-0,6 МПа, витрати до 200-220 м³/годину, температура на вході – max 35 °С, температура на виході – max 45 °С) передбачаються спеціальні станції її очищення й хімічної обробки. За низкою показників така вода перевершує якість питної води (таблиця 3.9).

Таблиця 3.9 – Основні параметри води для ЗВО

Параметри	Одиниці виміру	Питна вода	Вода для охолодження на МБЛЗ
Значення рН	–	7,0	7,0-7,5
Мутність	–	0,1-5,0	–
Загальна жорсткість	мл.гр – екв/л	4,5-4,6	1,0-1,4
Лужність	мл.гр – екв/л	3,8	0,7-1,0
Хлориди	мл.гр – екв/л	3,5-18	6,0-12,7
Сульфати	мл.гр – екв/л	8,9-44	11,4-16
Загальний уміст заліза	мл.гр – екв/л	0,3-0,9	0,8-1,3
Сухий залишок	мл.гр/л	150	90-110
Зважені речовини	мл.гр/л	1,4	5,0-7,0

3.5 Ділянка тягнуcho-правильної кліти, порізка, складування й транспортування заготовок

Рівномірність витягування безперервнолитої заготовки є необхідною умовою стабільності технологічного процесу розливання. Швидкість витягування заготовки регулюється спеціальним пристроєм – тяговою кліттю, що розташовується в тій зоні, де заготовка вже практично повністю затверділа після правильної ділянки.

Тягова кліть виконується у вигляді окремої секції, що складається з декількох приводних верхніх і нижніх роликів (рис. 3.71). У радіальних і криволінійних МБЛЗ тягова кліть функціонально сполучається з ділянкою розгину заготовки, що складається із однієї-двох секцій. При цьому перша секція по ходу заготовки призначена для багатоточкового розпрямлення заготовки.

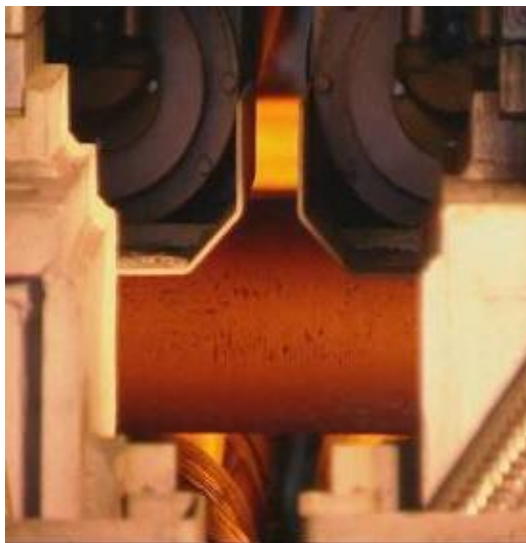


Рисунок 3.71 – Слябова заготовка в тягово-правильній кліті

Розпрямлення заготовки являє собою процес деформації заготовки в кожній роликівій парі з переходом на менший радіус кривизни заготовки. Фактично в процесі такого розгину поверхневі й підповерхневі шари заготовки по малому ра-

діусу зазнають розтягувального напруження, а по великому радіусу – напруги стискання.

Пластичність сталі в діапазоні температур 1300-1400 °С значно нижче 1%. Тому ділянка розпрямлення заготовки повинна бути побудована по кривій з радіусом кривизни, що постійно збільшується: від величини базового радіусу під час переходу з дугової ділянки на ділянку розгину, до нескінченності наприкінці розгину під час переходу із криволінійної ділянки на горизонтальну. Діаметр і відстань між роликами розраховується відповідно тягових зусиль і зусилля виправлення, які виникають у продовж витягання, а також допустимих згинальних зусиль, що діють на ролики внаслідок притискання їх до поверхні заготовки.

На практиці залежно від вимог до якості внутрішніх розмірів заготовки розгин здійснюється у 2-3 точках для сортових МБЛЗ і в 5-12 точках для слябових і блюмових МБЛЗ. Схему розгину вибирають залежно від вимог до якості заготовки, а також швидкості розливання й геометричної форми заготовки.

На виході із МБЛЗ (після тягово-правильної кліті) заготовка розділяється на мірні довжини. Процес порізки заготовки здійснюється без зупинки її руху, що вимагає узгодження швидкостей руху заготовки й різального пристрою. Пристрій для порізки заготовок є важливим функціональним вузлом МБЛЗ. Для забезпечення стабільної роботи МБЛЗ він повинен мати високий ступінь надійності в експлуатації.

На практиці основним методом порізки заготовки є *газове різання* (рис. 3.72), що реалізується за допомогою спеціальних машин.

За газового різання більша частина необхідної енергії утвориться в результаті згоряння сталі. Газове різання практично не має альтернативи, особливо для заготовок великих перерізів. При цьому різак повинен виконати повний різ за час, що менший, ніж час, за який заготовка просунеться на мірну довжину. Сучасний різак для слябової заготовки, наприклад, забезпечує швидкість різання 250-500 мм/хв. залеж-

но від марки сталі й товщини заготовки із середньою шириною різа 8-10 мм. Для широких слябів передбачаються два різакі, що рухаються на зустріч один одному.

Для одержання прямолінійного різку необхідно забезпечити синхронізацію руху злитка й різаків. Це досягається зчепленням різаків зі злитком за допомогою пневматичних або гідравлічних захватів, а також із застосуванням спеціальних приводів переміщення обладнання різаків.



а)



б)

Рисунок 3.72 – Газова порізка слябової (а) і сортової (б) заготовки

Основними перевагами газового різання є порівняльна компактність машин, низька вартість обладнання, а також збереження необхідної геометричної форми торцем заготовки після порізки. Остання перевага є вкрай важливою в тому випадку, коли заготовка є товарною продукцією.

Недоліки газового різання також досить очевидні:

- істотні витрати (до 1%) металу в процесі різання й необхідність збирання шлаків (продуктів порізки);
- наявність на кромці залишків шлаків, які необхідно прибрати до початку прокатки;
- робота машин супроводжується шумом і виділенням великої кількості газів і диму;
- порізка легованих і нержавіючих сталей вимагає додаткових заходів щодо організації процесу різання.

Іншим методом поділу безперервнолитої заготовки на мірні довжини є порізка за допомогою *механічних гідравлічних ножиць* (рис. 3.73). Вони працюють практично без додаткового шуму, забезпечують високу швидкість порізки, не вимагають спеціальних пристроїв для збирання шламу й виявляються придатними для різання заготовок будь-яких марок сталі й у широкому діапазоні габаритів.

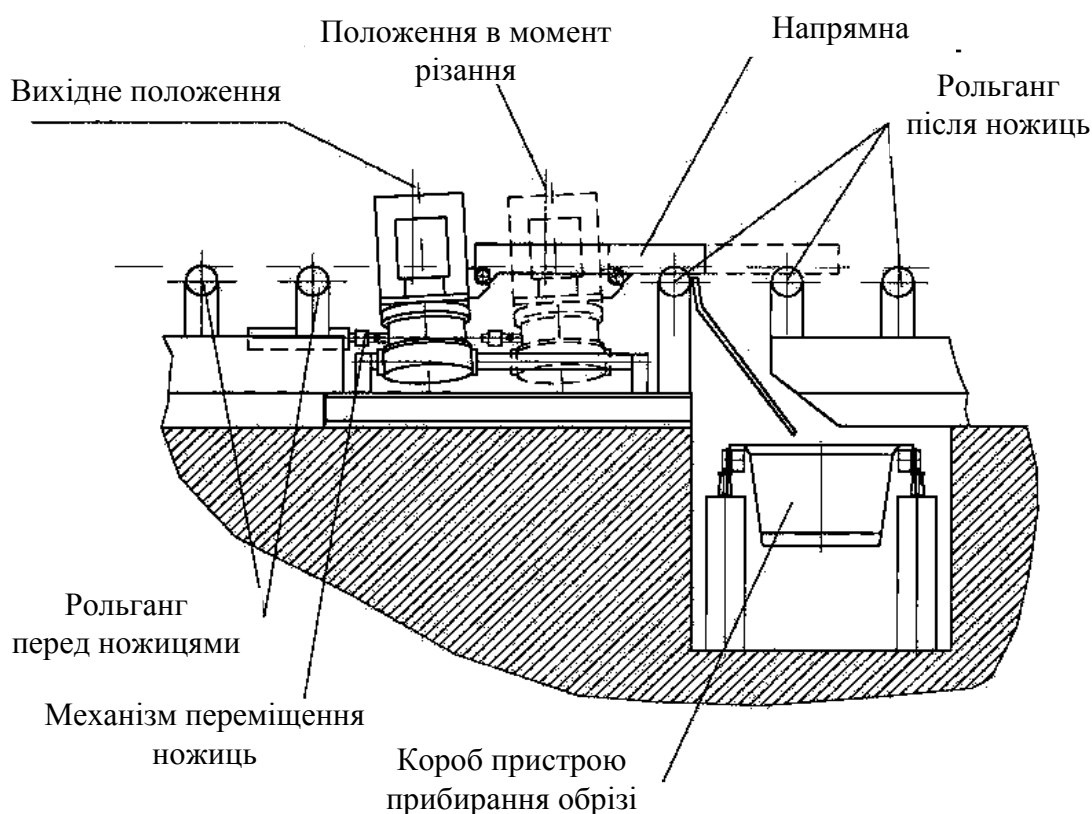


Рисунок 3.73 – Гідравлічні ножиці

Однак порізка заготовки за допомогою гідравлічних ножиць має два істотних недоліки, які обмежують сферу їхнього застосування. По-перше, порізка за допомогою гідравлічних ножиць призводить до деформування профілю торця заготовки (100-150 мм від торця), що погіршує її товарний вигляд (рис. 3.74). По-друге, удар, що відбувається під час різку, приводить до додаткових коливань рівня металу в криста-

лізаторі й може призводити до збоїв у роботі системи автоматики з підтримання рівня металу в кристалізаторі.

Після порізки безперервнолиті заготовки передаються на холодильник, де вони прохолоджуються на повітрі.



а)



б)

Рисунок 3.74 – Торці сортової заготовки при вогневому різанні (а) і при різанні на гідравлічних ножицях (б)

Після охолодження заготовок до температури, що забезпечує достатню міцність для транспортування крановим обладнанням, заготовки передаються на склад готової продукції (рис. 3.75).



Рисунок 3.75 – Транспортування слябів на склад готової продукції

3.6 Затравка для початку розливання сталі на МБЛЗ

Процес початку (старту) розливання на МБЛЗ передбачає наявність тимчасового «піддона», розташованого в нижній частині кристалізатора. Функціонально цей «піддон» виконує функцію герметизації внутрішньої порожнини кристалізатора від протікань металу, а також швидкого охолодження й затвердіння першої порції сталі, яка потрапляє в кристалізатор. Після затвердіння «піддон» витягається вниз із певною швидкістю. Витягування «піддона» разом із заготовкою здійснюється механізмом тягової кліті. Уся система пристосувань, що забезпечують введення й фіксування «піддону» в кристалізаторі, а також витягування головної частини заготовки називається затравкою, а піддон, який переміщається в кристалізаторі – головою затравки.

Під час підготовки МБЛЗ до початку розливання затравка заводиться в робочу порожнину машини, а головка затравки фіксується в нижній частині кристалізатора. Оскільки поперечний переріз головки затравки на кілька міліметрів (1,5-3,5 мм) менше перерізу робочої порожнини кристалізатора, то зазор між ними щільно заповнюється негорючим матеріалом (наприклад, на основі просоченого спеціальним розчином паперу), виконаним у вигляді джгута. Далі внутрішню порожнину кристалізатора заповнюють спеціальними металевими холодильниками, які необхідні для швидкого охолодження рідкої сталі й надання головній частині заготовки механічної міцності (рис. 3.76).

Головка затравки має спеціальний профіль, що дозволяє захопити й потягнути за собою затверділий зливоч (рис. 3.77), а також легко відокремитися від зливка під час виходу з тягово-правильної кліті (рис. 3.78). Головка затравки з'єднана з її корпусом, що має довжину, достатню для досягнення рівня тягових клітей або спеціальних валків, що приводять у рух затравку й зливоч. Після проходження затравкою тягових пристроїв валки захоплюють безпосередньо сам зливоч.

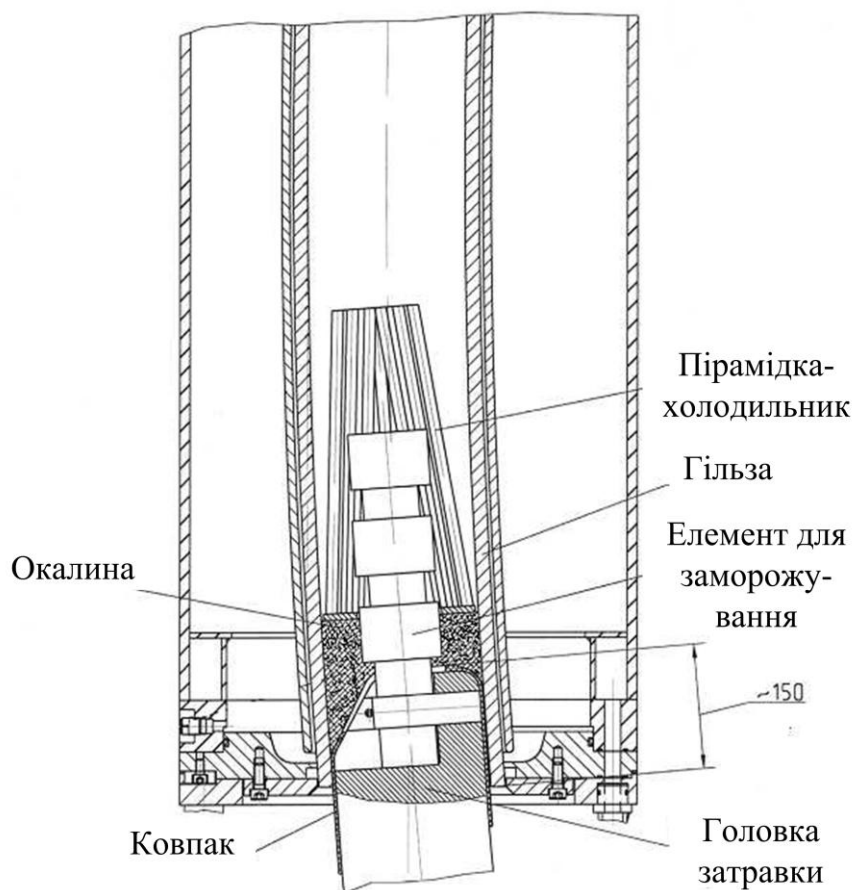


Рисунок 3.76 – Схема підготовки кристалізатора МБЛЗ до розливання із встановленою головкою затравки



Рисунок 3.77 – Головка затравки для розливання на МБЛЗ круглої заготовки (ліворуч) і усталовлення на неї захисного ковпака (праворуч)



а)

б)

Рисунок 3.78 – Вихід затравки з дугової ділянки струмка (а) і рух її з головною частиною заготовки у ЗВО до розділення (б)

Конструкція вузла зчеплення головки затравки зі злитком забезпечує можливість автоматичного їхнього розділення після виходу затравки з тягово-правильної машини за допомогою спеціального механізму.

За механічним устроєм розрізняють затравки жорсткі, із жорсткими рухливими й із розсувними («надувними») ланками. У сучасній практиці перевага віддається затравкам із рухливими ланками (ланцюгового типу) (рис. 3.79). Проте, затравки із жорсткими рухливими ланками є найбільш функціональними й зручними в експлуатації. Їх відрізняє простота конструкції й надійність у роботі.

Затравки ланцюгового типу застосовуються на всіх типах МБЛЗ для розливання заготовок різних профілів. Залежно від піддатливості ланок ланцюгові затравки можуть бути із жорсткими й розсувними ланками. Сфера застосування затравок із жорсткими ланками – МБЛЗ із гідравлічними механізмами переміщення й притиснення роликів.

Використання затравок із розсувними ланками зазвичай є примусовим заходом, пов'язаним з установкою на МБЛЗ приводної проводки із пружинним притисненням роликів до злитка. Недоліками таких затравок є: швидкий вихід з ладу гумовотканинних рукавів і втрата ними герметичності; недостатнє

зусилля притиснення ланок до роликів, що зазвичай вимагає збільшення кількості приводних роликів у проводці.

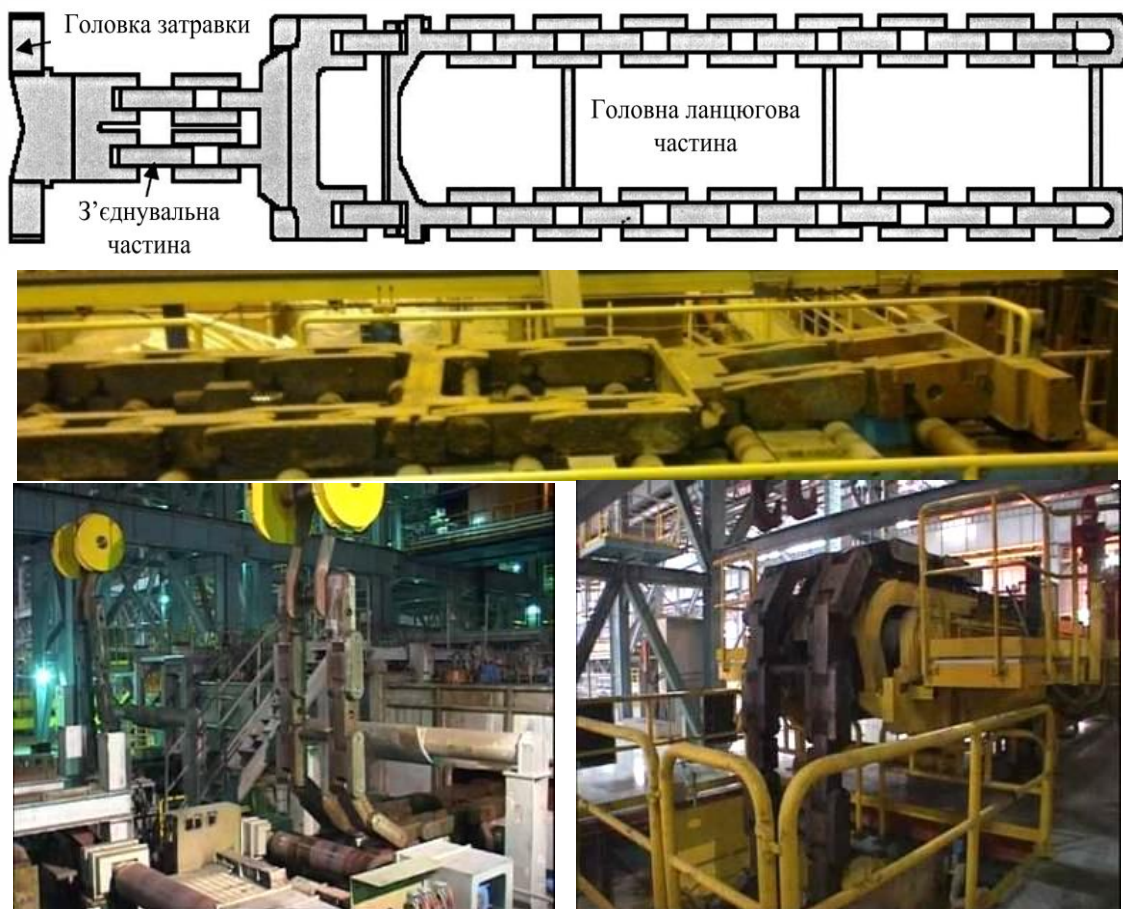


Рисунок 3.79 – Схема (вгорі) і фото (внизу) ланцюгової затравки слябової МБЛЗ

Для радіальних багатострумкових сортових МБЛЗ на низці металургійних заводів застосовують жорсткі затравки, які дозволяють прискорити процес підготовки струмка МБЛЗ, що має велике значення для багатострумкових машин (рис. 3.80).

Жорсткі затравки являють собою дугоподібний брус, за формою перерізу однаковий із відливаним зливком і вигнутий по дузі кола з радіусом кривизни технологічної осі машини. Введення жорсткої затравки в кристалізатор здійснюють знизу через роликові проводки. Жорсткі затравки віднос-

но прості у виготовленні й експлуатації. Разом з тим вони накладають певні специфічні вимоги на спосіб відділення головки від заготовки й на конструкцію ТПМ. Технологічним недоліком твердої затравки є поступова втрата нею необхідних геометричних розмірів (у першу чергу, заданої кривизни).

Альтернативним рішенням для сортових МБЛЗ є ланцюгова затравка із пружинною жорсткістю шарнірів. Затравка містить також обмежники взаємного повороту ланок: від прямолінійного в розігнутому положенні до вигнутого з радіусом МБЛЗ. Ці обмежники мають достатню міцність для перенесення затравки краном.

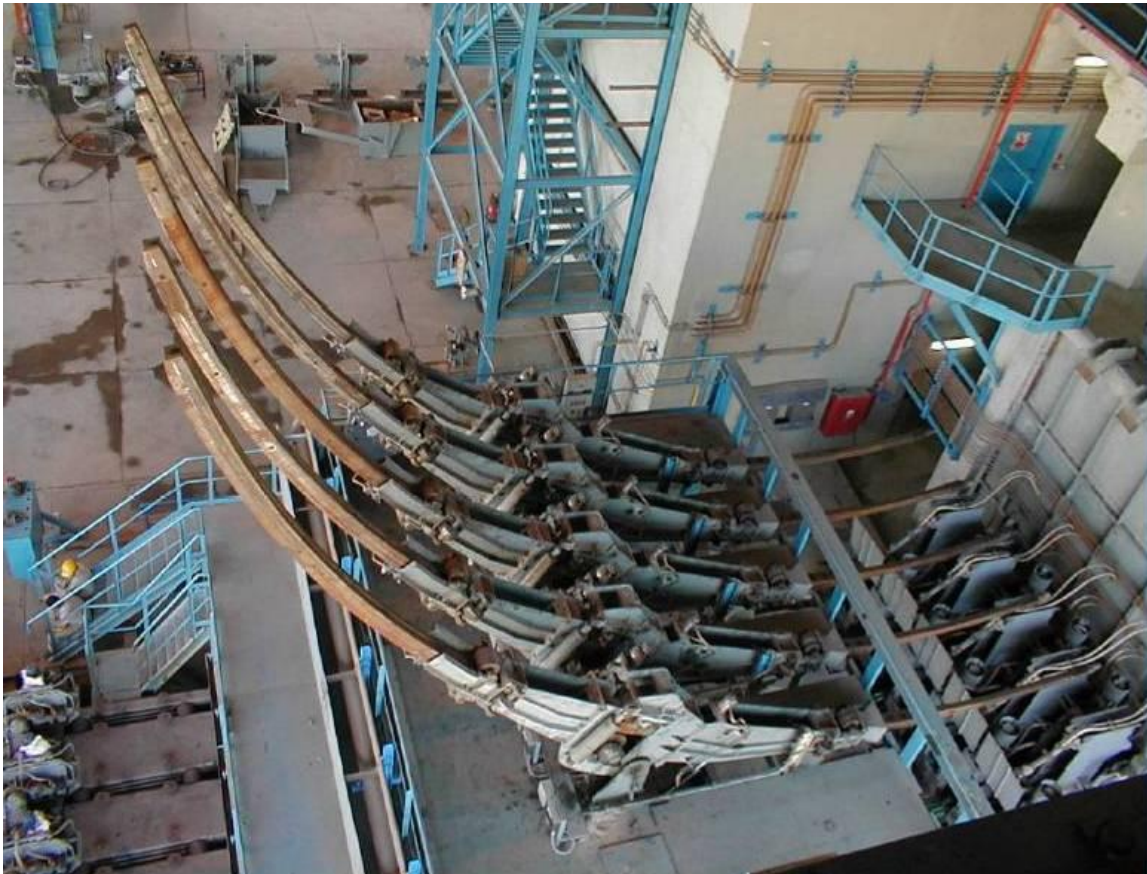


Рисунок 3.80 – Жорстка затравка сортової МБЛЗ в резервній позиції машини для її введення знизу

Конструкція головки затравки пов'язана з технологією заведення й закладення в кристалізаторі, установки ущільнювального пластмасового жакета й холодильника, а також способом зчеплення й відділення від заготовки. Пристрій для прибирання й зберігання затравки виконується індивідуально для кожного струмка й розташовується за гідравлічними ножицями. У цьому випадку задовільно вирішується питання аварійного відділення затравки під час приварки головки. У зв'язку з тим, що на МБЛЗ розливаються заготовки різних перерізів, затравка комплектується головками необхідних перерізів і перехідними ланками відповідних розмірів.

Подачу й уведення затравки в кристалізатор, її від'єднання від зливка й прибирання після протягання по роликівих проводках, як і утримання в неробочому положенні, здійснюють спеціальними машинами, часто в комплексі з допоміжними механізмами. Затравку вводять в кристалізатор двома способами – зверху й знизу, які й визначають два типи машин, що для цього використовуються (рисунки 3.80, 3.81 відповідно).



Рисунок 3.81 – Машини для уведення затравки в кристалізатор зверху

Контрольні запитання

1. Опишіть основне призначення й конструкцію сталерозливного ковша.
2. Яким чином здійснюється дозування сталі із сталерозливного ковша?
3. Назвіть основні типи сталерозливних стендів, які застосовуються у наш час.
4. Як здійснюється заміна сталерозливного ковша під час безперервного розливання сталі?
5. Яким чином здійснюється відкриття сталерозливного каналу на початку розливання?
6. Охарактеризуйте призначення й основні функції промковша.
7. Опишіть особливості теплової роботи промковша.
8. Назвіть чинники, які повинні враховуватися під час конструювання промковців.
9. Назвіть оптимальні значення рівня металу в промковші по ходу розливання й на завершальній його стадії.
10. Дайте загальну характеристику оптимальної геометрії і ємкості промковша.
11. Яким чином розміри й конфігурація промковша впливають на забруднення сталі неметалевими включеннями?
12. Опишіть основні методи й прийоми організації руху металу в промковші.
13. Яким чином здійснюється коригувальний підігрів сталі в промковші?
14. Назвіть основні схеми дозування сталі під час її витікання з промковша.
15. Опишіть технологію лиття й обладнання для розливання сталі «відкритим» струменем.
16. Охарактеризуйте умови роботи стакан-дозатора промковша.
17. Охарактеризуйте роботу пристрою для швидкої заміни стаканів-дозаторів. У чому полягають його переваги?
18. Опишіть технологію лиття й обладнання для розливання сталі «закритим» струменем з використанням стопора-моноблока.

19. Назвіть переваги схеми дозування металу типу «стопор»-«стакан-дозатор».

20. Опишіть особливості використання шиберного затвора для регулювання швидкості розливання на МБЛЗ.

21. Охарактеризуйте основні функціонально-технічні недоліки розливання з використанням шиберних затворів у порівнянні з розливанням зі стопором.

22. Опишіть умови роботи футерівки промковша.

23. Перелічіть основні функції вогнетривів промковша.

24. Опишіть конструкцію футерівки промковша й охарактеризуйте призначення основних її елементів.

25. Опишіть технологію й обладнання для торкретування промковша.

26. Охарактеризуйте режим сушіння футерівки промковша за «мокрого» торкретування.

27. У чому полягає ефективність використання торкретування футерівки промковців? Яка можлива експлуатаційна стійкість футеровки?

28. Назвіть зони підвищеного зношування футерівки промковців і чим вони зумовлені.

29. Опишіть особливості виготовлення футерівки робочого шару промковша за використання «сухих» мас.

30. Опишіть технологію виготовлення арматурного шару промковша. Яка експлуатаційна стійкість арматурного шару й від чого вона залежить?

31. У чому полягають основні переваги застосування наливних футеровок промковців?

32. Опишіть процес ізостатичного пресування вогнетривких виробів для безперервного розливання сталі.

33. Охарактеризуйте призначення, конструкцію й умови експлуатації заглибної труби.

34. Охарактеризуйте призначення, конструкцію й умови експлуатації стопора-моноблока.

35. Охарактеризуйте призначення, конструкцію й умови експлуатації стакана-дозатора.

36. Охарактеризуйте призначення, конструкцію й умови експлуатації заглибної склянки.

37. Охарактеризуйте призначення й умови роботи кристалізатора МБЛЗ.

38. Опишіть особливості процесу відведення тепла від заготовки до води, яка охолоджує кристалізатор.

39. Яким чином підведення металу в кристалізатор впливає на тепловідведення й формування безперервного зливка?

40. Охарактеризуйте зміну температури затверділого шару металу й шлаку, що утеплює меніск у початковий момент формування лунки заготовки, яка твердне.

41. Від чого залежить і як розраховується температура ліквідус сталі?

42. Від чого залежить інтенсивність теплопередавання в кристалізаторі?

43. Від яких чинників залежить тепловий потік від поверхні заготовки, яка твердне, до внутрішньої поверхні мідного кристалізатора?

44. Опишіть механізм утворення газового зазору між твердою скоринкою заготовки й внутрішньою поверхнею кристалізатора.

45. Охарактеризуйте основні методи й прийоми посилення контактного теплообміну в кристалізаторі.

46. Назвіть переваги й недоліки використання кристалізаторів з параболічною конусністю.

47. Як впливає на теплообмін шорсткість і хвилястість поверхні кристалізатора?

48. За рахунок яких технологічних заходів може бути збільшена тривалість контактного теплообміну?

49. Як неметалеві включення впливають на пластичність сталі й тривалість контактного теплообміну?

50. З якого матеріалу виготовляють робочу поверхню стінок кристалізатора?

51. Опишіть механізм утворення поверхневих або внутрішніх тріщин безперервного зливка, зумовлених тепловідведенням у кристалізаторі.

52. Як розраховується й від чого залежить товщина кірки зливка в кристалізаторі?

53. Назвіть значення товщини кірки зливка на виході із кристалізатора для різних типів безперервнолитих заготовок, які достатні для запобігання проривів сталі.

54. Порівняйте поведження твердої скоринки металу в процесі осциляції кристалізатора під час використання шлакоутворювальних сумішей і рідких мастил.

55. Що впливає на величину сил тертя, які виникають між скоринкою зливка й стінкою кристалізатора?

56. Опишіть механізм утворення прориву під кристалізатором внаслідок прилипання й руйнування скоринки.

57. Що таке час випередження кристалізатора і яким чином він впливає на процес розливання?

58. Назвіть основні параметри коливання кристалізатора за безперервного розливання й способи їхньої оптимізації.

59. Які закони коливання кристалізатора використовують у промислових МБЛЗ?

60. Що собою являють сліди хитання кристалізатора? Укажіть можливі методи зменшення їхньої глибини.

61. Яким чином утворюються сліди хитання кристалізатора? Наведіть схему механізму їх утворення.

62. Як параметри хитання кристалізатора впливають на величину сил тертя?

63. Опишіть динаміку формування й руху твердої скоринки під час хитання кристалізатора при розливанні без ШУС.

64. Опишіть динаміку формування й руху твердої скоринки під час хитання кристалізатора під час розливання із ШУС.

65. Опишіть основні процеси, які сприяють переміщенню рідкого металу в кристалізаторі МБЛЗ.

66. Назвіть найважливіші функції рідкого шару ШУС у кристалізаторі.

67. Охарактеризуйте основні фізико-хімічні властивості ШУС.

68. Яким чином можна розраховувати витрати ШУС?
69. Чому дорівнює питома витрата ШУС і товщина її шару в кристалізаторі під час розливання різних типів заготовок? Як ці параметри впливають на хід процесу розливання і якості заготовки?
70. Яким чином відбувається процес розплавлення ШУС? Опишіть основні його етапи.
71. Назвіть основні технологічні властивості ШУС.
72. З яких основних вихідних матеріалів і компонентів складаються ШУС?
73. Опишіть основні відмінності гранульованих ШУС від порошкоподібних і охарактеризуйте переваги гранульованих ШУС.
74. Дайте характеристику основних технологічних параметрів ШУС для розливання слябів.
75. Дайте характеристику основних технологічних параметрів ШУС для розливання блюмів.
76. Дайте характеристику основних технологічних параметрів ШУС для розливання сортової заготовки.
77. Назвіть зразковий хімічний склад ШУС для розливання сортової заготовки з високовуглецевих сталей.
78. Опишіть схему автоматизованої подачі ШУС у кристалізатор з використанням шнекового механізму.
79. Охарактеризуйте систему автоматичної подачі гранульованої ШУС самопливом із самоплавким живильником.
80. З якою метою застосовуються захисні покриття робочої поверхні кристалізатора? Які матеріали при цьому використовуються?
81. Опишіть призначення й конструкцію гільзового кристалізатора.
82. Опишіть призначення й конструкцію збірного кристалізатора.
83. Охарактеризуйте систему охолодження кристалізаторів і назвіть основні її параметри.
84. Назвіть основні показники якості води, яка подається для охолодження кристалізатора.

85. Призначення й основні параметри системи аварійного охолодження кристалізаторів.

86. Для чого необхідно забезпечувати високу швидкість протікання охолоджувальної води в кристалізаторі?

87. Охарактеризуйте процес зношування робочої поверхні кристалізатора і від чого він залежить?

88. Назвіть основні експлуатаційні параметри кристалізаторів (висота, стійкість, швидкість руху охолоджувальної води, розміри каналів для її підведення).

89. Як стан (зношування) внутрішньої робочої поверхні кристалізаторів впливає на хід процесу розливання і якість безперервнолитого зливка?

90. Назвіть основні бракувальні ознаки кристалізаторів і причини їхньої заміни.

91. Опишіть конструкцію й призначення ЗВО.

92. Які загальні вимоги ставляться до ЗВО?

93. Що таке «випинання» заготовки і яким чином воно впливає на її якість? З яких міркувань вибирають діаметр і відстань між роликами?

94. У чому полягають особливості конструкції роликів, зумовлені умовами їхньої експлуатації? З якою метою здійснюється внутрішнє охолодження роликів?

95. З яких конструкційних матеріалів виготовляють ролики і чим визначається їхній діаметр та розташування?

96. Перерахуйте основні вимоги до правильного налаштування положення роликів ЗВО.

97. Яким чином реалізується операція випрямлення (розгину) заготовки у ЗВО?

98. З якою метою здійснюють «м'яке» обтиснення заготовки у ЗВО? Зобразіть це схематично?

99. Опишіть основні принципи й підхід до вибору питомих витрат охолоджувальної води у ЗВО.

100. Охарактеризуйте основні параметри теплового балансу у ЗВО.

101. Від чого залежить щільність теплового потоку, що відводиться від заготовки у ЗВО?

102. Опишіть загальні закономірності характеру зміни температури поверхні заготовки у ЗВО.

103. У чому полягає принцип струминного охолодження заготовки у ЗВО. Укажіть його переваги й недоліки та сферу застосування.

104. Опишіть сутність способу водоповітряного охолодження заготовки у ЗВО.

105. Укажіть основні переваги, недоліки й сферу застосування водоповітряного охолодження.

106. Охарактеризуйте основні способи водоповітряного охолодження, які використовуються на МБЛЗ.

107. Охарактеризуйте основні способи розташування форсунок щодо опорних роликів і покажіть, які переваги й недоліки вони мають.

108. Опишіть вимоги до якості води, яка застосовується для охолодження у ЗВО.

109. Опишіть призначення й конструкцію тягово-правильної кліті. У якому місці МБЛЗ вона розташовується?

110. Чому ділянка розпрямлення заготовки повинна бути побудована по кривій з радіусом кривизни, що постійно збільшується?

111. Опишіть особливості організації процесу порізки заготовки на мірні довжини. Яким чином досягається синхронізація руху заготовки й різака?

112. Опишіть переваги й недоліки систем порізки безперервнолитої заготовки на гідравлічних ножицях.

113. Опишіть порядок установалення головки затравки в кристалізатор й наведіть схему її розташування.

114. З якою метою під час установалення затравки використовуються холодильники?

115. Охарактеризуйте основні типи конструкцій затравки, які використовуються на МБЛЗ.

116. Що являють собою в конструктивному плані жорсткі затравки?

117. Які чинники впливають на конструкцію головки затравки?

4 СТРУКТУРА, ЯКІСТЬ І ДЕФЕКТИ БЕЗПЕРЕРВНОЛИТОГО МЕТАЛУ

Конкуренція на світовому ринку, що невпинно зростає, ставить усе більш жорсткі й комплексні вимоги до якості безперервнолитої заготовки, які необхідно забезпечувати на всіх стадіях технологічного процесу виплавки, позапічної обробки й розливання сталі.

4.1 Основні відомості про процеси затвердіння й формування структурних зон у безперервнолитих заготовках

Важливим етапом в отриманні якісних безперервнолитих заготовок є процес переходу сталі з рідкого стану у твердий, який називається затвердінням. Затвердіння заготовки відбувається протягом 10-20 хвилин і супроводжується складними фізико-хімічними процесами, що містять явища масопереносу, зміни хімічного складу сталі, зменшення її об'єму й ін.

Процеси тепло- й масоперенесення, а також пружно-пластичної деформації, що відбуваються під час затвердіння безперервнолитої заготовки, супроводжуються конвективним рухом потоків металу, формуванням кристалічної структури, розвитком усадних і ліквідаційних явищ, які істотно впливають на формування кінцевої внутрішньої структури безперервнолитої заготовки.

Заливання металу в кристалізатор супроводжується турбулентним переміщенням значних об'ємів рідкої сталі, що впливає на процеси масо- й теплопереносу.

Теплопередача від потоків рідкої перегрітої сталі, що рухаються, до межі затвердіння може відбуватися або під дією зовнішніх сил, або завдяки різниці в густині окремих об'ємів рідкого металу, викликаній місцевим охолодженням у полі дії сил тяжіння. У першому випадку відбувається теплообмін в умовах змушеної конвекції, а в другому має місце вільна конвекція. У процесі конвекції об'єми середовища прагнуть переміститися до поверхні теплообміну й віддають їй тепло тим інтенсивніше, чим більша швидкість руху середо-

вища. Тому конвекція нерозривно пов'язана з турбулентністю, а її інтенсивність визначається, насамперед, інтенсивністю потоку теплоносія.

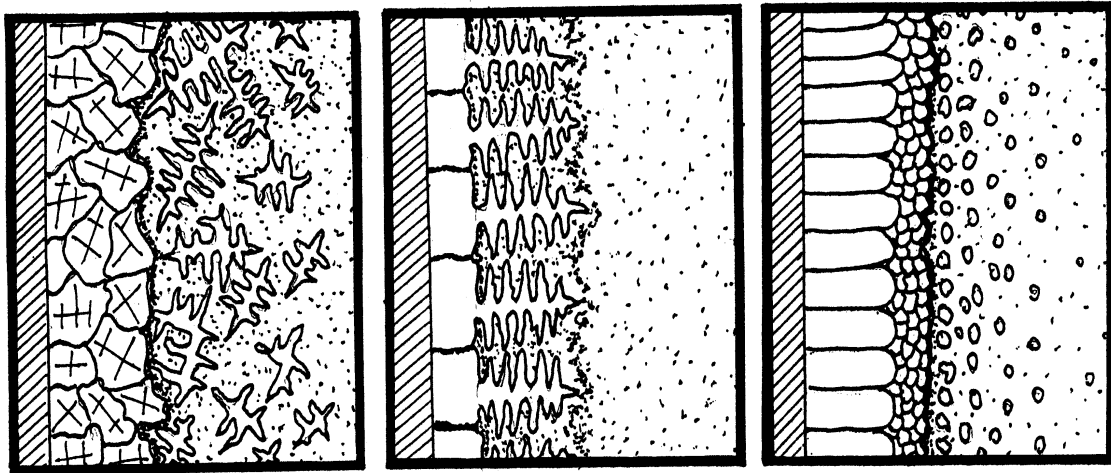
На початковому етапі процесу затвердіння безперервнолитої заготовки відбувається охолодження рідкої сталі до температури початку затвердіння (температура ліквідус), а також поява зародків твердої фази в зонах інтенсивного відведення тепла.

На відміну від чистих металів за кристалізації багатокомпонентних розплавів, до яких належать промислові сталі, виникає так зване концентраційне (дифузійне) переохолодження. Виникнення останнього пов'язане з ліквідацією компонентів розплаву. *Ліквідацією* в цьому випадку називають розходження хімічного складу твердої й рідкої фаз, що виникає під час кристалізації. Найбільше впливають на розвиток ліквідаційних явищ такі хімічні елементи як сірка, вуглець, фосфор, кремній, марганець, молібден, хром й ін. Якщо рідина збагачується домішковим елементом, ліквідацію вважають позитивною, а якщо збіднюється – негативною. Розходження за хімічним складом різних об'ємів металу, які утворилися в результаті ліквідації, зберігаються в сталі й після завершення затвердіння.

Переміщення металу, збагаченого ліквідаційними домішками, з ділянки затвердіння, у якій співіснують тверда й рідка фази, у рідку ділянку злитка визначається, по-перше, механічним захватом рідини осями зростаючих дендритів (зона стовпчастих кристалів) і її витисненням, а по-друге, дифузією (молекулярною й конвективною), що здійснює перенесення забрудненої рідини. Обидва ці чинники діють незалежно від природи ліквіруючих домішок.

Форма зростаючих у розплаві кристалів залежить від ступеня переохолодження рідини, напрямку тепловідводу, умісту домішок у сталі й інших параметрів. На рисунку 4.1 схематично зображені основні структурні зони, які можуть зустрічатися в безперервнолитому злитку. При цьому різні «недендритні» структури (рис. 4.1 в) можуть зустрічатися тільки у

випадку охолодження заготовки з високими швидкостями, що має місце, наприклад, під час розливання на тонкий лист.



а)

б)

в)

Рисунок 4.1 – Основні структурні зони
безперервнолитих заготовок, що
утворюються під час затвердіння:

- а), б) – структура рівновісних і стовпчастих кристалів;
в) – рівновісна «недендритна» структура

У трохи спрощеному варіанті для сталевих безперервно-
литих заготовок можна обмежитися трьома характерними кри-
сталічними зонами:

- коркова зона товщиною в кілька міліметрів, що скла-
дається з дрібних кристаликів, близьких до рівновісних, осі
першого порядку яких розташовуються переважно перпенди-
кулярно до поверхні злитка;

- зона стовпчастих (дендритних) кристалів, осі першого
порядку яких спрямовані практично перпендикулярно (або з
невеликим відхиленням) до поверхні злитка (у випадку розли-
вання сильно перегрітої сталі стовпчасті кристали досягають
осі злитка й таке явище називається транскристалізацією);

- зона неорієнтованих рівновісних кристалів, що займає
всю середню частину злитка й складається з великих криста-
лів з неупорядкованим напрямком осей першого порядку.

Формування коркової зони й стовпчастих кристалів відбувається в умовах деякого перегріву металу в рідкій серцевині злитка (тобто за умови, коли температура сталі перевищує значення температури ліквідус) і наявності досить сильних конвективних потоків. Після зняття перегріву металу відбувається інтенсивне формування двофазної зони.

У будові дендриту виділяються головні осі першого порядку, осі другого порядку, що перехрещуються з ними, й іноді осі третього порядку (рис. 4.2). У процесі затвердіння між двома сусідніми дендритами якийсь час зберігаються ділянки рідкої фази.

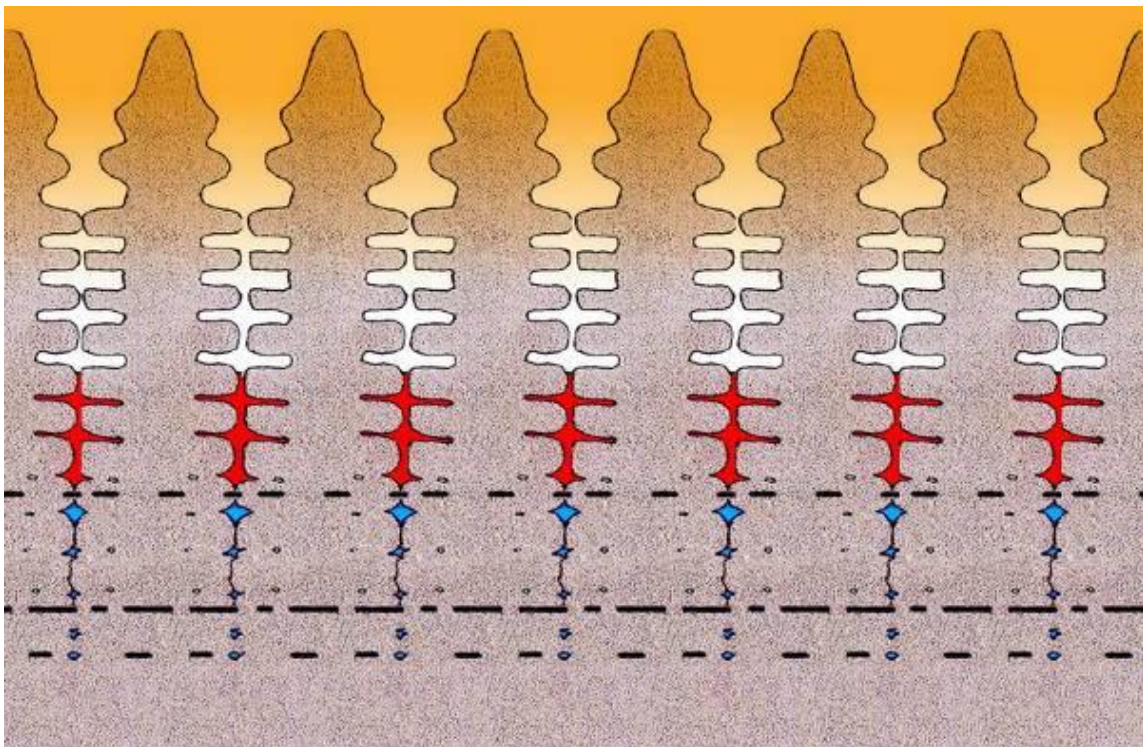


Рисунок 4.2 – Схема процесу утворення зони дендритних кристалів і ділянок рідко-твердої фази під час формування скоринки заготовки

Можна умовно вважати, що тверда оболонка, яка формується, складається з п'яти зон, котрі відрізняються своєю морфологією й механічними характеристиками:

- зона вільного витікання рідини з міждендритного простору;
- зона обмеженого витікання («не витікання») рідини з міждендритного простору й утворення ділянок рідкої плівки;
- ділянка рідких вкраплень у твердих зернах і плівок по межах зерен;
- ділянка рідких вкраплень дрібних крапель у твердих зернах і на їхніх межах;
- повністю затверділа ділянка твердого каркаса.

При цьому певну механічну міцність має тільки ділянка з повністю твердою фазою.

Межі між дендритами проявляються менш чітко, чим між округлими зернами. Вони, скоріше, являють собою зчеплення між закінченнями осей дендритів другого порядку.

Ріст дендриту, що утворюється на холодній поверхні й виступає в розплав перпендикулярно до поверхні кристалізатора, характеризується різною швидкістю просування окремих площин кристалів, а свою форму зберігають тільки більш повільно зростаючі площини, у той час як більш швидко зростаючі поверхні утворюють шипи, що виступають в розплав, який залишився. Теплота кристалізації зростаючого розглянутим способом кристала, що виділяється в переохолоджений розплав, погіршує умови росту інших прилеглих кристалів.

Спочатку дендрити дуже малі, навіть якщо затвердіння йде порівняно повільно. Потім, коли процес затвердіння сповільнюється, ріст продовжують лише окремі гілки, осі яких збігаються з напрямком теплового потоку (рис. 4.3).

Інші гілки при цьому частково розчиняються таким чином, що довжина дендритів значно збільшується в міру затвердіння. Остаточна довжина дендритів визначається процесом їхнього укрупнення й може становити величину від декількох міліметрів до десятка сантиметрів і більше.

Утворення дендритної структури металу в процесі кристалізації заготовки пов'язане з особливістю її формування під час затвердіння металу в зоні двофазного стану. Наявність переохолодженого розплаву перед фронтом затвердіння призво-

дить до того, що спочатку в переохолодженому шарі швидко зростає «каркас» дендриту, тобто порівняно тонка вісь дендриту першого порядку. Потім уже відбувається потовщення дендритних гілок. Обидві стадії формування дендритного каркасу протікають у різних умовах і з різною швидкістю.

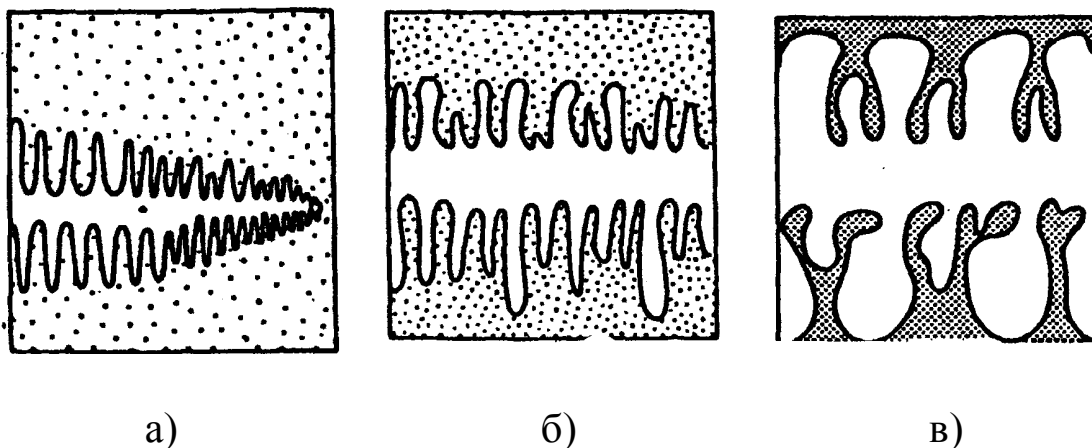


Рисунок 4.3 – Схема етапів укрупнення гілок дендритів у процесі їхнього зростання

Захоплені фронтом кристалізації дендрити фіксуються під певним кутом до конвективного потоку, що їх омиває. Зі збільшенням швидкості конвективного потоку й зниженням швидкості затвердіння кут відхилення головної осі дендриту збільшується. За досить інтенсивних конвективних потоків (наприклад, електромагнітне перемішування) відбувається підплавлення й механічне обламування гілок дендритів. Частилки дендритів, що відокремилися, утворюють рідко-тверду ділянку, служать самостійними зародками кристалізації або розплавляються.

Ріст кристалів стовпчастої зони супроводжується також зняттям термічного переохолодження, теплотою кристалізації, яка виділяється, і підвищенням концентрації легкоплавких розчинних домішок перед фронтом кристалізації, що призводить до виникнення концентраційного переохолодження.

Вважається, що тільки частина рідкої фази може затвердіти за дендритною схемою, а інший об'єм рідини твердіє

внаслідок відведення тепла з металу, що кристалізується, у результаті теплопровідності. Затвердіння цього розплаву відбувається внаслідок переміщення недендритної поверхні розділення фаз через дендритний кістяк, що вже утворився. Ця стадія заповнення міждендритного простору твердою фазою протікає набагато повільніше, ніж дендритний ріст.

Перехід від зони стовпчастих кристалів до рівновісних зумовлений величиною температурного градієнта в рідкій частині злитка на фронті затвердіння. Зазначений перехід відбувається за досягнення цим градієнтом деякого мінімального значення. Під час збільшення інтенсивності охолодження товщина зони стовпчастих кристалів зростає.

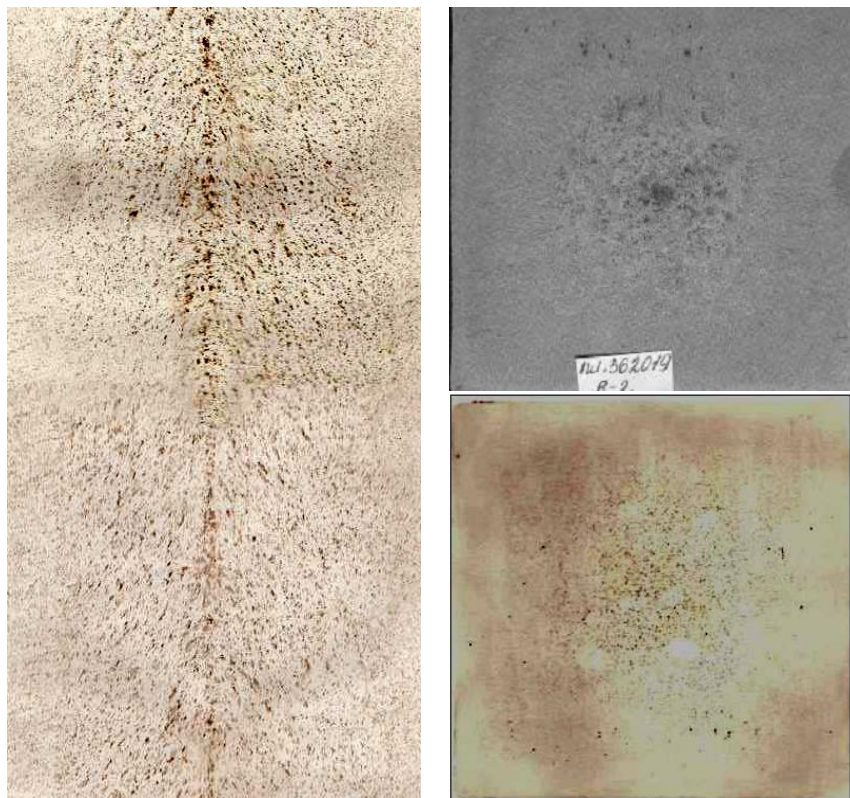
Характер розвитку зони рівновісних дендритів багато в чому залежить як від хімічного складу металу, так і від ступеня його перегріву над температурою ліквідус. При цьому затвердіння в зоні рівновісних дендритів відбувається за механізмом гетерогенного зародження центрів кристалізації або за механізмом дендритної мультиплікації (множення числа зародків за рахунок руйнування гілок дендритів).

Крім розглянутих типових видів кристалічних структур, у макроструктурі будь-якої заготовки треба, очевидно, також розрізняти зони з так названими «перехідними» або «змішаними» структурами. Найбільш вразливою з погляду різкої зміни рівня механічних властивостей є, на наш погляд, ділянка структурного переходу від зони стовпчастих дендритних кристалів до зони рівновісних дендритів. З теплофізичної точки зору ця перехідна зона відповідає моменту часу, у який швидкість відведення тепла через тверду скоринку зменшується до таких величин, що вона приблизно відповідає швидкості виділення тепла твердими кристалами, які вільно плавають перед фронтом затвердіння. Довжина цієї зони багато в чому залежить від умов затвердіння заготовки в цілому.

Процес утворення осьової неоднорідності реалізується на межі твердої й рідкої частин злитка в умовах, коли рівень рідини в середній його частині безупинно опускається. У міру зближення фронтів горизонтального затвердіння в осі загото-

вки усадне переміщення зростає. Потік рідкого металу, що рухається, захоплює за собою скупчення лікватів, екстрагуючи їх з міжосьових просторів дендритів. Скупчення лікватів описують траєкторії, зумовлені, з одного боку, рухом меж затвердіння, а з іншого боку – усадними переміщеннями рідкого металу. Відомо, що за вмісту у двофазній рідко-твердій ділянці близько 20% твердої фази в'язкість її значно зростає, що призводить до втрати рідкоплинності, й живлення усадних порожнеч рідким металом з верхніх горизонтів ускладнюється. Саме тому осьова неоднорідність характеризується пористістю, що проявляється у вигляді тріщин.

Ліквація в осьовій зоні заготовки (рис. 4.4) вкрай небезпечна, тому що подібні дефекти практично не усуваються під час наступної пластичної деформації.



а)

б)

Рисунок 4.4 – Сірчаний відбиток (а) і фото (б) поздовжнього перерізу блюмових заготовок з осьовою ліквацією

Це зумовлено, насамперед, зниженням ефективності прокатки (пророблення металу) у міру наближення до центра заготовки. Особливу небезпеку осьова пористість являє для великих перерізів безперервнолитих заготовок (наприклад, блюмів і товстих слябів).

У процесі затвердіння й охолодження заготовки протікають процеси усадки металу.

Наявність усадки пов'язана з об'ємними змінами рідкої й твердої фаз за зниження температури й об'ємними змінами, що відбуваються під час фазових перетворень. Ці процеси проявляються в заготовці характерними змінами, у результаті яких зменшуються її загальні розміри, а усередині заготовки утворюються усадні порожнечі (усадні раковини, усадна пористість) (рис. 4.5), усадні деформації (лінійна усадка, жолоблення), тріщини, залишкові внутрішні напруження й т.п.

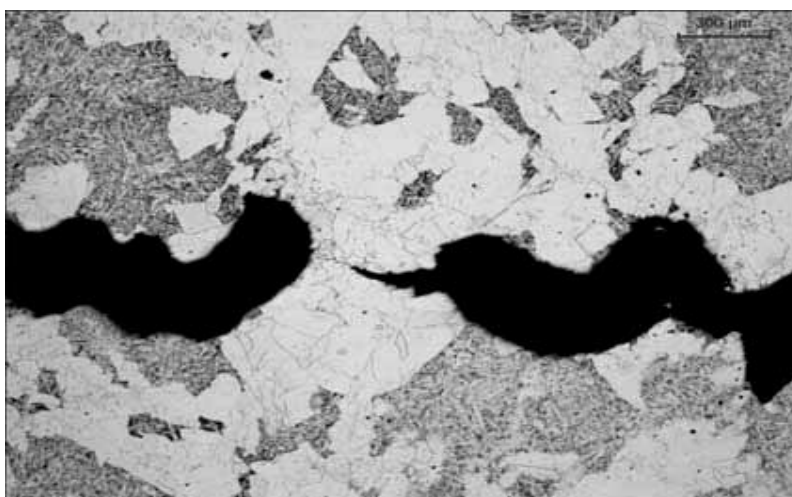


Рисунок 4.5 – Усадні порожнечі (чорні) у заготовці

Чисельні характеристики змін розмірів тіл під час охолодження називають *коефіцієнтами усадки*, які можуть виражатися в об'ємних або лінійних величинах, у частках одиниці або у відсотках. Величина об'ємної усадки сталі під час затвердіння зумовлюється величиною інтервалу кристалізації, що, зокрема, визначається вмістом вуглецю й інших елементів і може становити 3-5%.

4.2 Деформації, напруження й тріщини у твердій скоринці заготовки

Нерівномірне відведення тепла від заготовки, яка кристалізується, викликає неоднаковий розподіл полів температур у твердій скоринці, що зумовлює (спричиняє) формування в ній внутрішніх напружень, які є причиною деформування заготовки в поперечному й поздовжньому перерізі. Це призводить до розвитку численних поверхневих і внутрішніх дефектів, що знижують якісні показники й механічні властивості литого металу, а також скорочують термін служби металовиробів з них.

До числа найбільш значимих дефектів, пов'язаних із внутрішніми напруженнями, можна віднести зовнішні й внутрішні поздовжні, поперечні й діагональні тріщини, а також дефекти усадного походження. Основними причинами розвитку зазначених дефектів є:

- висока швидкість кристалізації й низька міцність литого металу за високих температур;
- високий вміст сірки за низького вмісту марганцю в сталі, що знижує пластичні властивості сталі в гарячому стані;
- забруднення розливаного металу неметалевими включеннями, які варто зв'язувати з технологією позапічної обробки й розливання сталі;
- нестабільність заповнення кристалізатора рідкою сталлю, а також несиметричність руху потоків металу в рідкій ванні кристалізатора;
- нестабільність температури розливання сталі й величини перевищення температури розливання (у промковші) над температурою ліквідусу, а також нерівномірність розподілу теплових полів усередині кристалізатора.

З погляду на причини утворення тріщин найбільший інтерес являють головні параметри, що впливають на їхнє виникнення: міцність, деформаційна здатність і швидкість деформації металу за температур затвердіння сталі. Для попередження порушення суцільності металу необхідно, щоб унаслідок усадки сталі, температурних напружень і феростатич-

ного тиску сумарні напруження, деформаційна здатність і швидкість деформації не перевищували їхніх критичних значень, під час яких настає розрив металу.

На деформаційні властивості сталі в значній мірі впливає швидкість деформації. Зі збільшенням вмісту вуглецю допустима швидкість деформації збільшується. Тому середньо - й високовуглецеві сталі мають меншу схильність до утворення деформаційних тріщин. Як показують дані різних дослідників, збільшення швидкості деформації зменшує допустиму деформацію для всіх марок сталей. Деформація металу досить істотно впливає також і на допустимі напруження в сталі, яка твердіє. Останній показник у значній мірі пов'язаний з наявністю в сталі фосфору, сірки й марганцю.

Відомо, що за різного хімічного складу сталей механічні їхні властивості в районі температури ліквідус не дуже відрізняються. Разом з тим, присутність вуглецю й сірки впливає на схильність до тріщиноутворення. Промисловий досвід показує, що проблеми з розтріскуванням безперервнолитої заготовки виникають уже за вмісту вуглецю в сталі на рівні 0,15 % і досягають свого максимуму за $[C] = 0,40 \%$. За такого вмісту вуглецю усадка сталі наближається до максимуму, а міцність на розтягання падає за збереження відносно низької пластичності. Для нелегованих вуглецевих марок сталі із вмістом вуглецю близько 0,17-0,24% пластичність виявляється мінімальною.

Присутність шкідливих і залишкових елементів у сталі (наприклад, підвищений вміст P, S, Cu, Sb, Sn, As) при вуглеці в діапазоні 0,30-0,50 % додатково істотно впливає на зниження міцності скоринки злитка. Так збільшення вмісту сірки в сталі з 0,025% до 0,045% істотно зменшує межу міцності під час розтягання, причому особливо помітне зниження міцності має місце в межах зміни вмісту сірки від 0,025 до 0,030%.

Численні експериментальні дослідження показують, що для відношення $Mn/S \leq 25$ під час розриву зразків значення відносного звуження становлять менше 10%, при $Mn/S \approx 60$ значення відносного звуження зростають до 40%, а при $Mn/S \approx 100$ і 200 – відповідно до 60% і 90%. Безперервне збільшен-

ня пластичності сталі зі збільшенням відношення вмісту марганцю до сірки дозволяє зробити висновок про зміну складу сульфідів. У цілому ж наведені дані дозволяють говорити про можливість підвищення якості внутрішньої структури безперервнолитої заготовки шляхом підвищення значення відношення Mn/S. У наш час більшість провідних металургійних фірм світу рекомендують забезпечувати відношення $Mn/S \geq 50-70$ під час розливання рядових сталей на сортову й блюмову заготовку й підвищують відношення $Mn/S \geq 100-120$ для якісних сталей (особливо за розливання на слябових МБЛЗ із багатоточечним загином і розгином).

Тріщини виникають у тому випадку, коли міцність металу σ , відносна деформація ε і швидкість деформації ε' на певній ділянці скоринки, що формується, виявляються вище допустимих, тобто коли виконуються наступні нерівності

$$\sigma > \sigma_{кр}; \quad \varepsilon > \varepsilon_{кр}; \quad \varepsilon' > \varepsilon'_{кр},$$

$$\varepsilon = \Delta l / l = \alpha \cdot \Delta T l / l = \alpha \cdot \Delta T; \quad \varepsilon' = \alpha \cdot \Delta T / \tau; \quad \sigma = \varepsilon \cdot E,$$

де ε – деформація металу;

ε' – швидкість деформації;

$\varepsilon'_{кр}$ – критична деформація, після перевищення якої утворюються тріщини;

σ і $\sigma_{кр}$ – міцність і критична міцність сталі за умов високих температур;

Δl – усадка розглянутої ділянки заготовки;

l – довжина ділянки заготовки, на якій утворюються тріщини;

α – коефіцієнт усадки сталі;

ΔT – перепад температур на розглянутій ділянці заготовки;

τ – тривалість охолодження цієї ділянки;

E – модуль пружності сталі.

Допустима межа міцності залежно від поверхні заготовки й температури плавлення заданої марки сталі визначається за наступною залежністю

$$\sigma_{кр} = \sigma_m e^{\beta(1-T_s/T)},$$

де σ_m – напруження поблизу температури солідуса сталі, що дорівнює за експериментальними даними 7,5-8,0 МПа;

T_s – температура плавлення сталі;

T – температура поверхні безперервного злитка;

β – експериментальний коефіцієнт, що дорівнює 6,88;

e – основа натурального логарифму.

Значення допускної деформації за температури, близької до солідуса, може бути орієнтовно визначена за емпіричною формулою

$$\varepsilon_{кр} \approx 2,0 \tau^{-0,55},$$

де τ – час затвердіння скоринки.

Таким чином, відповідно до розглянутої схеми термонапружений стан скоринки твердіючої заготовки визначається трьома наступними чинниками:

- міцністю й пластичними властивостями сталі за високих температур;

- лінійною й об'ємною усадкою сталі й швидкістю утворення зазору між оболонкою заготовки й стінкою кристалізатора;

- інтенсивністю теплового потоку й внутрішніми напруженнями у твердій оболонці заготовки, що формується, після утворення зазору.

При цьому основними видами дефектів, які супроводжуються перерахованими вище чинниками, є:

- опуклість заготовки по вузьких гранях;

- поздовжні поверхневі ужимини (по більш широких гранях);
- ромбічність для заготовки квадратного перерізу;
- підповерхневі (у місцях знаходження ужимин) діагональні й перпендикулярні поверхні тріщини.

Істотно на процес тріщиноутворення безперервнолитої заготовки впливають механічно викликані деформації, оскільки вони відбуваються в умовах, коли усередині злитка ще є рідка фаза.

Механічно викликані деформації можуть виникати з багатьох причин. Навіть якщо машина ретельно спроектована, то механічні деформації, що виникають від недотримання одного рівня між розвантажувальною рамою, скривлення геометричної форми поперечного перерізу сляба, помилкового зазору між валками у вертикальній площині й надмірного витягання сляба з приводних валків, усе-таки сильно залежать від сумлінності роботи оператора. Регулювання напруження й здуття скоринки між валками, хоча й залежить від умов роботи зони вторинного охолодження, є основним завданням конструювання, що погоджується з удосконаленням процесу випинання.

Випинання твердої скоринки заготовки, в основному, регулюється розміщенням (кроком) роликів, причому ролики розміщуються більш близько один від одного для машин із прямим кристалізатором, чим для машин радіального типу внаслідок більш високої швидкості розливання, властивій конструкції МБЛЗ із прямим кристалізатором.

Унаслідок того, що безперервнолита заготовка одночасно твердіє й рухається крізь робочий простір МБЛЗ, існує висока ймовірність формування несучільностей через розтягувальні деформації поблизу міжфазної поверхні між оболонкою (скоринкою) і рідкою серцевиною. Деякі дослідники дотримуються тієї точки зору, що оскільки дендрити біля міжфазної поверхні затвердіння діють небажаним чином тільки в умовах розтягувальних деформацій, то заготовка може розг-

лядатися як «датчик розтягувальних деформацій», тобто вона чутлива до будь-якого виду розтягувальної деформації.

Індикатором несущільностей, викликаних розтягувальною деформацією, виступають так звані «лікваційні смуги», які спостерігаються як потемніння у вигляді ліній на макротравлених перерізах литого й прокатоного безперервнолитого злитка. Чисельні дослідження показали, що лікваційні смуги є результатом руйнування границь зерен під час затвердіння, орієнтованих перпендикулярно до прикладених розтягувальних напружень.

Унаслідок низької пластичності сталі за температури близько температури солідуса межа зерна біля міжфазної поверхні затвердіння може зруйнуватися тоді, коли напруження перевищать деяку граничну величину. Міждендритна рідина, збагачена лікваційними елементами й фазами (особливо фосфором і сульфідами), із прилеглої лунки втягується й накопичується в зоні руйнування. Один раз почавшись, процес руйнування або тріщиноутворення разом з нагромадженням лікватів може продовжувати розвиватися в сталі, що твердіє, навіть за знижених рівнів деформацій, оскільки деформації потім концентруються (локалізуються) на зруйнованій границі.

Граничний рівень формування радіальних смужок сильно залежить від вмісту вуглецю в сталі. Загальноприйняті «безпечні» рівні деформацій і ті, які часто цитуються в літературі, становлять 1,25% для поверхневої деформації й близько 0,20% для міжфазної деформації. Граничне відносне подовження сталі при температурах 1470-1430 °С коливається в межах 0,3-0,4%. Мащини із прямими кристалізаторами працюють за деформацій нижче граничного рівня. Незважаючи на те, що розриви заварюються під час прокатки, ділянки, збагачені лікватами, залишаються й викликають появу ділянок підвищеного травлення в прокатній продукції.

З метою визначення деформації, що може бути допустима в міжфазній поверхні затвердіння сталі, розроблено багато лабораторних методик. Більшість методів ґрунтується на оцінках деформації руйнування, отриманої виміром процентного

зменшення площі в зразках, які перегріваються від кімнатної температури. Однак виміри зменшення площі не досить точні, тому що граничний рівень деформацій на фронті затвердіння становить величину близько 1% або менш. Деформації випи-
нання, вигину й випрямлення варіюються в цих експеримен-
тах або за рахунок швидкості розливання (змінюючи тим са-
мим товщину скоринки по всьому слябу, що твердне), або за
рахунок величини поздовжнього стиску, прикладеного в цих
критичних зонах. Немаловажним також є й той факт, яким чи-
ном забезпечується задана температура тестованого зразка і
яким чином ця температура вимірюється.

Таким чином, для попереднього визначення мінімально
допустимих радіусів кривизни заготовки в місцях її загину й
розгину необхідно враховувати напружений стан заготовки й
механічні властивості металу в області температур трохи ни-
жче затвердіння (1300-1400 °C).

Деформації загину й вирівнювання являють найважли-
віший аспект проблеми забезпечення високої якості внутріш-
ньої структури безперервнолитої заготовки. Так, проектуваль-
ники машин із прямим кристалізатором наполягають на тому,
щоб приводні валки, що забезпечують рух заготовки, розмі-
щалися по всій довжині машини.

Користуючись ефектом феростатичного тиску, що діє за
межами приводних валків, і використовуючи тертя, що роз-
вивається між поверхнями валка й сляба, машина створює
витяжне зусилля, що буквально проштовхує заготовку через
секцію загину, радіальну секцію й секцію розгину. Незважа-
ючи на те, що сляб піддається розтягувальним навантажен-
ням у міру того, як він виходить із кристалізатора й на корот-
кому шляху уздовж вертикально розташованої рами він під-
дається стискальним навантаженням, починаючи із привод-
них валків. У машині з радіальним кристалізатором сляб ви-
штовхується тяговими валками так, що вся заготовка виявля-
ється під дією розтягувальних навантажень на ділянці від
кристалізатора до кінця секції розгину. Величина розтягува-
льних навантажень підвищується зі збільшенням швидкості

розливання внаслідок підвищеної протидії лінії, викликаній збільшеним випинанням більш тонкої скоринки сляба. В обох конструкціях приблизно однакова кількість енергії використовується для транспортування затверділого сляба від кристалізатора до газорізки.

Розглядаючи динаміку формування твердої фази під час затвердіння безперервнолитої заготовки, необхідно зазначити, що в області температури солідус (фронт затвердіння) метал перебуває як у твердому (дендрити), так і рідкому (міждендритний простір) стані (рис. 4.2). Тільки на деякій відстані від фронту затвердіння перебувають шари металу, що мають цілком тверду фазу. Тим часом ці шари металу перебувають у напруженому стані, зумовленому перепадом температур між зовнішньою поверхнею заготовки й фронтом затвердіння. Отже, у розрахунках допустимих радіусів загину й розгину заготовки з рідкою серцевиною варто брати до уваги допустимі відносні подовження не на межі фронту затвердіння, а на деякому віддаленні від нього (10-15 мм).

Для визначення оптимального формату МБЛЗ рекомендується брати коефіцієнт відносного подовження сталі в зоні критичних температур на рівні 0,2%. Критична швидкість деформації при цьому повинна перебувати в межах $0,01 \text{ с}^{-1}$, а межа міцності твердої скоринки в діапазоні 2-3 МПа (для низьки сталей до 4-6 МПа).

Для низьковуглецевих марок сталей стрибок пластичності від більших значень до малих під час охолодження починається в області температури 1200°C і триває до 1450°C . При цьому абсолютні значення стрибка зменшуються зі збільшенням відношення марганцю до сірки.

Більш точні оцінки напруженого стану безперервнолитої заготовки в процесі її формування й деформації можуть бути виконані за допомогою методів розрахунку акумульованих напружень. Передбачається, що для попередження порушення суцільності металу необхідно, щоб унаслідок усадки сталі, температурних напружень, механічних (ливарних) де-

формацій і феростатичного тиску сумарні напруження, деформаційна здатність і швидкість деформації не перевищувала їхніх критичних значень, за яких настає руйнування металу. Для вуглецевих сталей допустимі сумарні критичні значення розтягання заготовки (загин-розгин, термічні, напруження затвердіння) не повинні перевищувати 0,70%.

Таким чином, тверда оболонка, що формується в кристалізаторі, піддається під час руху різноманітним деформаціям і навантаженням. Незалежно від причини деформації в оболонці виникають внутрішні напруження, які за досягнення критичного значення викликають утворення тріщин по фронту затвердіння. Тріщини заповнюються збагаченим розплавом, що перебуває перед фронтом затвердіння, і в такий спосіб самозаліковуються. Напруження, які призводять до утворення тріщин, можуть виникнути в кристалізаторі й у зоні вторинного охолодження. Критичні деформації в кристалізаторі призводять до утворення поздовжніх тріщин, а під кристалізатором – поперечних тріщин. Найчастіше ці напруження накладаються одне на одне, тому у виробничих умовах у більшості випадків неможливо визначити справжні причини утворення тріщини.

Зниження ймовірності утворення внутрішніх тріщин вдається досягти за рахунок спеціальних конструктивних заходів, виконаних на підставі відповідних теоретичних розрахунків і статистичної обробки даних стосовно до конкретної МБЛЗ.

4.3 Основні дефекти безперервнолитих заготовок

Практика безперервного розливання сталі й безперервне підвищення вимог до якості заготовки, сприяють стимулюванню розвитку загальних уявлень про природу й механізми розвитку тих або інших груп дефектів. Особливостями безперервнолитого злитка, у порівнянні зі злитками, відлитими у виливниці, є більш висока однорідність хімічного складу, менша кількість поверхневих дефектів, краща структура й

т.п. Проте, повністю усунути поверхневі й внутрішні дефекти безперервнолитої заготовки досить складно.

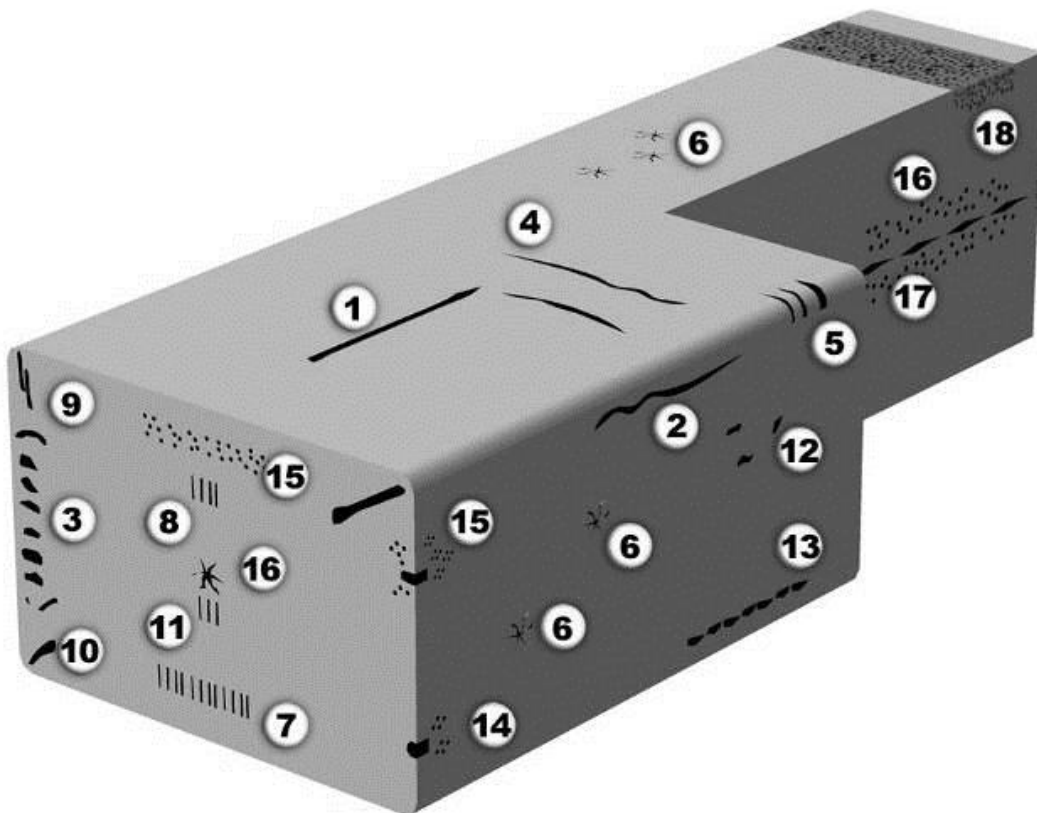
Відправною точкою для отримання якісної безперервнолитої заготовки є раціональна підготовка рідкої сталі, у першу чергу, контроль за розкисленням, усередненням металу за хімічним складом і температурою, забезпечення необхідної температури металу, мінімізація вмісту шкідливих домішок у сталі.

Дефектом безперервнолитої заготовки прийнято вважати відхилення від передбаченого технічними умовами показника якості заготовки або металопродукції, що частково або повністю порушує сукупність технологічних чи експлуатаційних властивостей виробу (суцільність, хімічний склад, структура й т.п.).

На рисунку 4.6 подана схема розташування основних видів дефектів безперервнолитої заготовки, які зустрічаються в практиці розливання.

Окремі дефекти безперервнолитої заготовки можуть бути ідентифіковані вже безпосередньо за їхнього візуального огляду, а для визначення інших необхідно відбирати із заготовок спеціальні зразки. Порядок відбору проб і класифікація дефектів регламентуються технічними умовами, які можуть змінюватися залежно від перерізу заготовки, її призначення, марки сталі й т.п. Технічні умови для безперервнолитої заготовки, що є напівпродуктом, можуть відрізнятися в різних країнах і компаніях. У випадку якщо безперервнолита заготовка виступає як товарна продукція, то показники її якості регламентуються покупцем.

Тим часом велика кількість безперервнолитих заготовок, що виходить у процесі розливання, практично унеможливорює ретельний огляд усіх заготовок унаслідок низки технічних труднощів. Тому в металургійній практиці велике застосування отримали способи вибіркового контролю безперервнолитої заготовки, методика яких ґрунтується на великому практичному досвіді й законах статистики.



1, 2 – глибокі поздовжні тріщини на поверхні й у зоні кромок;
 3 – підкіркові пузири; 4, 5 – поперечні тріщини по грані й у кромках;
 6 – павукоподібні (зіркоподібні) тріщини; 7, 8 – внутрішні тріщини в
 поздовжньому напрямку; 9, 10 – короткі діагонально орієнтовані
 тріщини поблизу кромок; 11 – тріщини в осьовій зоні; 12 – безладно
 розташовані пори й шлакові включення; 13 – пори й шлакові
 включення у вигляді гнізд у поздовжніх доріжках; 14 – поверхневі
 пори; 15 – неметалеві включення; 16, 17 – осьова ліквіація й
 пористість; 18 – пояси й завороти скоринки;

Рисунок 4.6 – Схематичне подання основних дефектів,
 що зустрічаються в безперервнолитій
 заготовці

Усі дефекти, що зустрічаються в безперервнолитих за-
 готовках, можна умовно розділити на наступні групи:

- дефекти геометричної форми (профілю) заготовки;
- поверхневі й підповерхневі дефекти;
- внутрішні дефекти, які розташовуються всередині тіла заготовки.

До числа основних дефектів безперервнолитих заготовок варто віднести: дефекти геометричної форми, поверхневі поздовжні, поперечні й павукоподібні тріщини, внутрішні тріщини, дефекти в серцевині зливка, пори й ділянки шлакових включень і т.п.

4.3.1 Дефекти профілю

Дефекти профілю заготовки – це дефекти, за яких поперечний або поздовжній переріз заготовки деформований щодо заданої геометричної конфігурації. Такі дефекти можуть бути пов'язані з підвищеною швидкістю або температурою розливання сталі, з недостатнім, підвищеним або неоднорідним охолодженням зливка.

Головною причиною, що викликає розвиток порушення конфігурації заготовки, є нерівномірне нарощування скоринки зливка у кристалізаторі. Різновисочинна скоринка зливка на виході із кристалізатора за подальшого інтенсивного охолодження зливка буде сприяти розвитку високої *ромбічності* заготовки (рис. 4.7).



Рисунок 4.7 – Поперечний переріз сортової заготовки з підвищеною ромбічністю й внутрішніми тріщинами

Утворення неоднорідної скоринки зливка в кристалізаторі може бути пов'язане з неточним центруванням струменя металу із промковша, зношуванням або деформацією профілю гільзи, нерівномірним охолодженням зливка через змінний зазор між обичайкою й гільзою кристалізатора.

Висока ромбічність безперервнолитої заготовки може викликати проблеми під час формування профілю у валках клітей прокатного стана. Крім того, висока ромбічність заготовки може зумовлювати виникнення інших видів дефектів (наприклад, поверхневих і внутрішніх поздовжніх тріщин).

Для обмеження розвитку цього виду дефекту, під кристалізатором іноді встановлюють так звані підтримувальні ролики. Підтримувальні ролики впливають на рівень ромбічності заготовки, однак, вони істотно ускладнюють обслуговування МБЛЗ. Так, у випадку прориву металу під кристалізатором підготовка струмка значно затягується, оскільки потрібен додатковий час на очищення роликів, порізки й прибирання «захоложеного» зливка. Крім того, після прориву зливка може застрягти в кристалізаторі через зчеплення вилитого металу з роликами, що не дозволить здійснити перезапуск струмка МБЛЗ під час розливання серії плавов.

Ромбічність заготовок, як показує промислова практика, найбільш помітно проявляється при виробництві марок сталі з умістом вуглецю більше 0,15-0,20%. Підвищений уміст домішок сірки, фосфору, міді, олова й деяких інших елементів також впливає на міцність скоринки зливка й послабляє її опір деформації.

За розвитку ромбічності заготовки вище допустимих значень необхідно проведення наступних заходів:

- перевірка зношування й деформації гільз кристалізаторів, а при необхідності – заміна кристалізатора;
- перевірка співвісності виставки кристалізатора щодо технологічної осі струмка МБЛЗ;
- перевірка (при необхідності регулювання) підтримувальних роликів під кристалізатором;

– ревізія виставлення зон вторинного охолодження і працездатності форсунок ЗВО;

– оптимізація хімічного складу сталі (у випадку, якщо це можливо).

Ужимини на поверхні безперервнолитої заготовки. Затверділа скоринка твердого металу в кристалізаторі є досить тонкою, що призводить до втрати нею стійкості при наявності внутрішніх напружень. За формування ужимини на поверхні заготовки утворюється ввігнутий поздовжній жолоб. Формування ужимини може призвести до утворення поздовжньої тріщини.

Основні причини утворення ужимин – деформація геометрії профілю кристалізатора та нерівномірне відведення тепла по його периметру або у верхніх зонах ЗВО.

Відхилення від заданих розмірів перерізу заготовки. Причиною відхилень розмірів перерізу зливка є підвищене його обтиснення в клітках тягово-правильної машини за перевищення припустимого зусилля тиску на валки. Такі відхилення часто супроводжуються підвищеним випинанням бічних граней заготовок.

Випинання граней заготовки. Цей дефект утворюється під час деформації скоринки зливка за рахунок феростатичного тиску рідкого металу за надмірної швидкості розливання, недостатнього вторинного охолодження зливка, високого перегріву металу або внаслідок підвищеного обтиснення заготовок у ТПМ.

Увігнутість граней заготовки може виникати за нерівномірного вторинного охолодження по гранях зливка.

Підвищена кривизна заготовки. Причиною відхилень профілю заготовок можуть бути нерівномірне вторинне охолодження заготовки по технологічній осі струмка МБЛЗ (за неточного виставлення колекторів або засміченні форсунок ЗВО), неточне виставлення роликів, що центрують і підтримують заготовку у ЗВО, механічні деформації, неправильно обраний режим вторинного охолодження заготовок.

4.3.2 Дефекти поверхні

Основними дефектами поверхні безперервнолитої заготовки є: поздовжні тріщини (по кутах і гранях); поперечні тріщини; пояси; завороти скоринки; заливини; шлакові включення; газові пузири.

Поздовжні поверхневі тріщини являють собою порушення суцільності у вигляді розривів металу. Утворення тріщин у безперервнолитому зливку пов'язане із внутрішніми напруженнями, що виникають у процесі його формування, і зумовлене зниженою міцністю й пластичністю в різних температурних інтервалах.

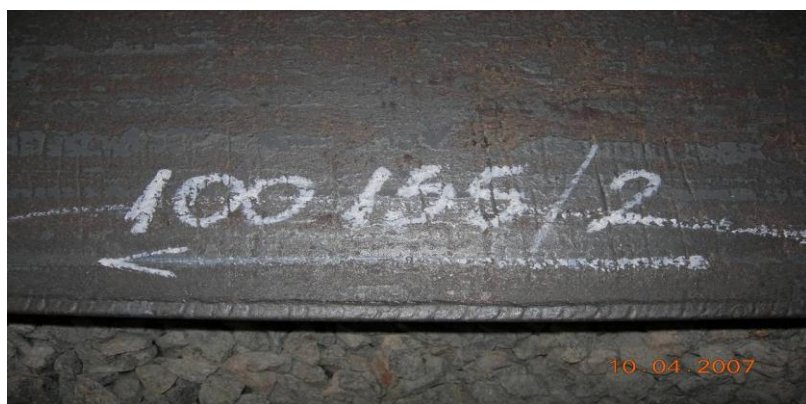
Поверхневі поздовжні тріщини, пов'язані з викривленням профілю злитка, є результатом підвищеної ромбічності заготовок, ужимин на поверхні або випинання граней безперервнолитої заготовки. Тріщини цього виду поширюються зсередини заготовки уздовж діагоналі між тупими кутами (рис. 4.7). Зазвичай така тріщина звертає вбік від діагоналі безпосередньо перед кутом і з'являється на поверхні біля кута, де кірка зливка найбільш тонка. Цей дефект заготовки, за його грубого розвитку, може призвести до прориву металу під час знаходження зливка у ЗВО.

Поздовжні тріщини, не пов'язані з викривленням профілю безперервнолитої заготовки, можуть мати вигляд від коротких ниткоподібних (іноді не видимих без зачищення поверхні) до грубих зі значною шириною розкриття. Такі тріщини можуть розташовуватися безпосередньо по кутах, на деякій відстані від кутів або по гранях заготовок (рис. 4.8).

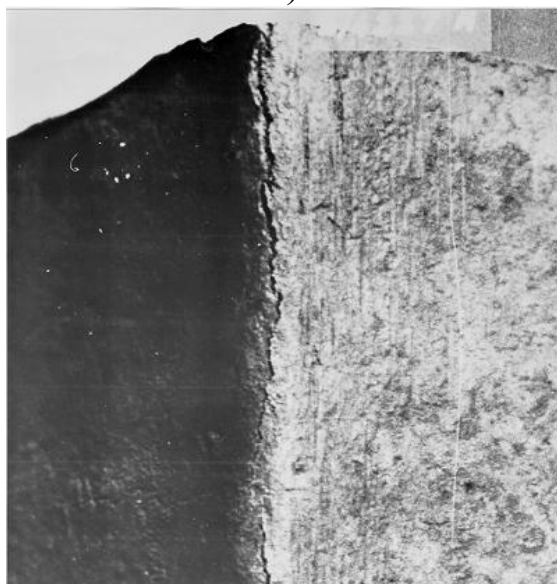
На утворення поздовжніх тріщин впливає величина кутового радіуса (сполучення) гільз кристалізаторів. Вважається, що за кутового радіуса гільз вище оптимального на заготовках можуть з'являтися тріщини по вершинах кутів, за зниженого кутового радіуса – прикутові тріщини.

Поперечні поверхневі тріщини розташовуються по кутах або гранях безперервнолитої заготовки в поперечному напрямку, тобто, перпендикулярно напрямку розливання металу

(рис. 4.9). Поперечні тріщини можуть розташовуватися посередині граней, а також у кутах заготовки.



а)

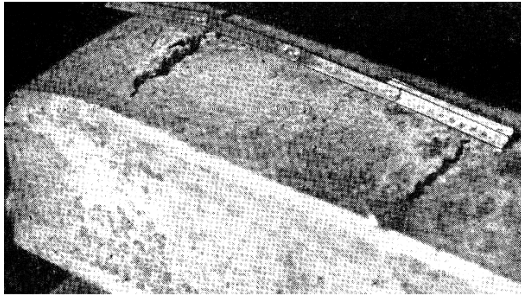


б)

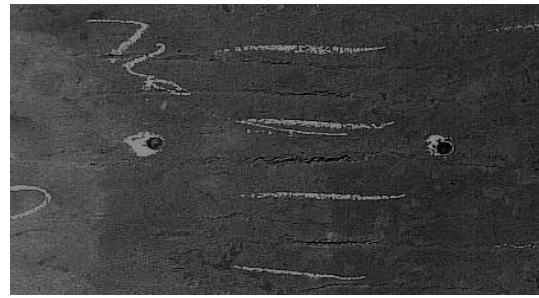


в)

Рисунок 4.8 – Поздовжні поверхневі тріщини:
прикутова (а,б) і по середині широкої
грані сляба (в)



а)



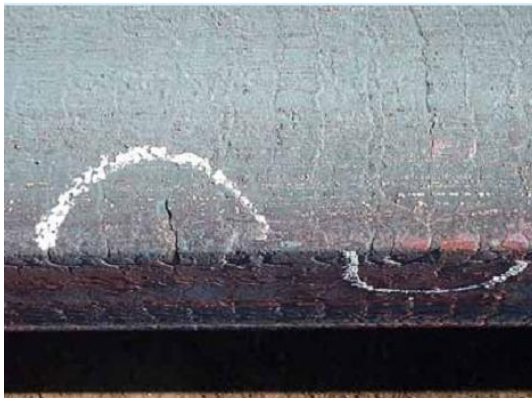
б)



в)



г)



д)



е)

Рисунок 4.9 – Поперечні поверхневі тріщини на грані сортової заготовки (а) і сляба (б,в), а також на кутових ділянках (г,д,е)

Основними причинами виникнення поперечних тріщин є надлишкова конусність або деформація робочої поверхні кристалізатора, недостатня кількість змащення або ШУС у кристалізаторі, відхилення в centruванні кристалізатора щодо технологічної осі струмка, відхилення за зворотно-поступального руху кристалізатора від робочої траєкторії й т.п. Усе це викликає збільшення сил тертя між зливком і робочою поверхнею кристалізатора.

Одним з основних чинників, який визначає можливість утворення поперечних тріщин на поверхні заготовок є на-строювання режиму хитання кристалізатора. Відхилення в роботі механізму хитання (люфти, биття), можуть призвести до зміни параметрів, що впливають на формування твердої скоринки, стати причиною її підвисання в кристалізаторі або розриву суцільності оболонки. Під час утворення поперечних тріщин у кристалізаторі можливе утворення напливів металу, що значно погіршує якість поверхні безперервнолитої заготовки й вимагає її зачищення.

Ще однією причиною утворення поперечних тріщин може бути операція розгину заготовки у випадку, якщо вона переохолоджена нижче області гарячої пластичної деформації.

Пояс є грубим технологічним дефектом, що легко ідентифікується на поверхні заготовки. Він охоплює практично весь периметр зливка (рис. 4.10).

Пояси, зазвичай, утворюються через перерву в подаванні металу в кристалізатор, або за надмірно різкого зниження швидкості розливання, особливо при низькій температурі сталі. При цьому верхній край затверділої скоринки по всьому периметру кристалізатора окисляється й під час поновлення розливання в цьому місці утворюється пояс. Пояс є слабким місцем у зливку, тому що одночасно з окисленням по контуру затверділої скоринки зливка відбувається й окислення меніска. Грубі пояси, зазвичай, не піддаються зачищенню і їх вирізають зі зливка, що зумовлює додаткові втрати металу.

Завороти скоринки. Завороти скоринки утворюються в тих випадках, коли окислена скоринка металу захоплюється з

меніска на поверхню зливка. Найчастіше цей дефект, наприклад, виникає під час розливання «холодного» металу, що обумовлює появу шматочків твердої фази на меніску. Значний розвиток цей дефект отримує під час розливання сталей зі зниженою рідкоплинністю або таких, що утримують елементи, які легко окислюються.

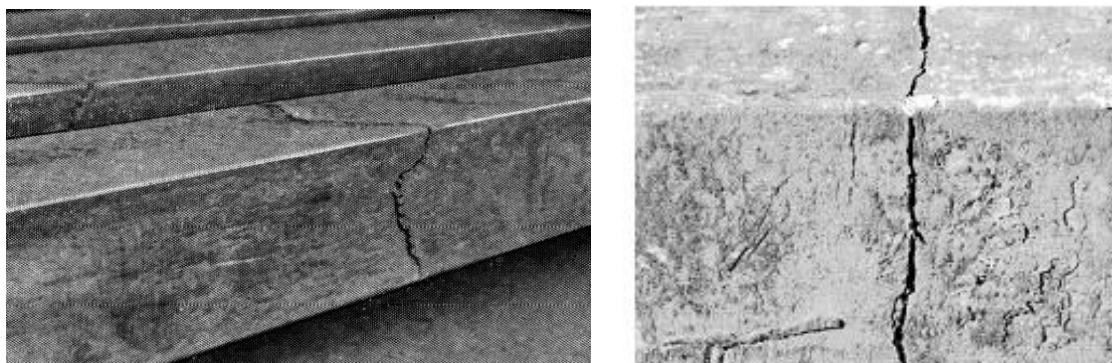


Рисунок 4.10 – Пояс на поверхні заготовки

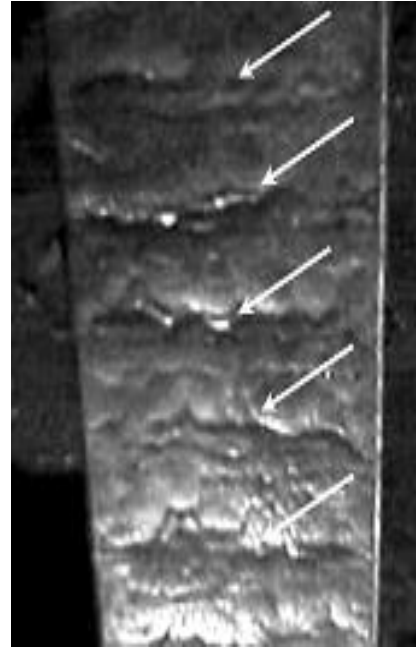
Заливини утворюються в результаті влучення рідкого металу в зазор між скоринкою зливка й стінкою кристалізатора, що утворюється внаслідок викривлення меніска в області їхнього зіткнення (рис. 4.11).

Утворення заливин найбільш імовірно під час перерв у подаванні металу в кристалізатор, недостатнього або нерівномірного змащення стінок кристалізатора, значних коливань рівня металу в ньому, розливання металу зі зниженою швидкістю й температурою й т.п. Заливини утворюються також у випадку прориву оболонки зливка.

У цілому для попередження таких дефектів, як пояси, завороти скоринки зливка, заливини, необхідно запобігати затягуванню дозувальних вузлів проміжних ковшів, мінімізувати розмах коливань рівня металу в кристалізаторі, оптимізувати режими роботи змащення його робочої поверхні, забезпечувати стабільність швидкості розливання й ін.



а)



б)



в)

Рисунок 4.11 – Поздовжній переріз зразка заготовки в місці розташування заливини (а) та її фото на поверхні заготовок (б,в)

Шлакові включення. Шлакові включення, що зустрічаються на поверхні безперервнолитої заготовки й проникають усередину металу, є багатофазними, переважно силікатного

характеру. У сортових заготовках великі шлакові включення частіше зустрічаються біля ребер.

Шлакові включення на поверхні безперервнолитих заготовок з'являються внаслідок розмиву вогнетривів ковшів, затування шлаків із промковша й із дзеркала кристалізатора, спливання в кристалізаторі продуктів розкислення сталі, коливань рівня металу й т.п.

Для вуглецевих сталей, розкислених переважно кремнієм і марганцем, істотну роль відіграє величина відношення марганцю до кремнію. За низького відношення Mn/Si утворений шлак розташовується на дзеркалі металу в кристалізаторі й забруднює поверхню заготовки. За підвищеного відношення Mn/Si у сталі винесення шлаків на поверхню металу в кристалізаторі утруднене, і шлак може бути виявлений у вигляді макроскопічних оксидних включень усередині зливка. На практиці рекомендується підтримувати відношення марганцю до кремнію в сталі на рівні 3,0-3,5.

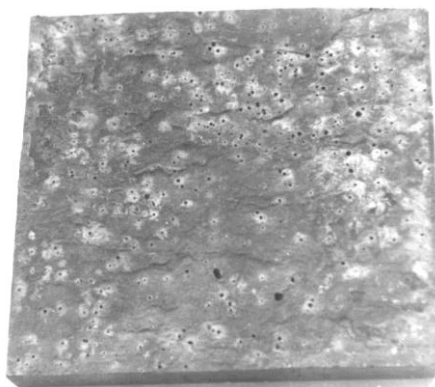
Значна кількість шлакових включень на меніску металу в кристалізаторі може призвести до масових проривів твердої оболонки заготовки в зоні вторинного охолодження під кристалізатором.

Основні заходи, що дозволяють знизити забруднення безперервнолитого зливка шлаковими включеннями, полягають у наступному: дотримання заданих режимів розкислення сталі; дотримання температурних режимів; застосування ерозійностійких вогнетривких матеріалів; підтримання постійного рівня металу в промковші й кристалізаторі; правильний підбір ШУС і рівномірне подавання її в кристалізатор.

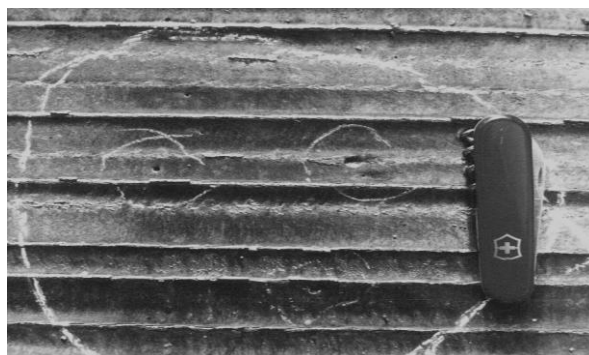
Поверхневі пузирі являють собою досить характерний дефект у вигляді одиничних або групових пор, порожнеч округлої або витягнутої форми (рис. 4.12).

Пузирі на поверхні безперервнолитої заготовки можуть бути результатом газовиділення під час затвердіння зливка, при згорянні змащення в кристалізаторі, а також використанні вогнетривів і ШУС з підвищеною вологістю й т.п.

Найбільший вплив на ураженість заготовки цим дефектом чинить рівень «вільного» кисню в сталі. Через високу швидкість охолодження зливка, властиву процесу безперервного розливання, у металі присутній «вільний» кисень для утворення окису вуглецю. Щоб уникнути утворення газових пор, рівень «вільного» кисню в сталі повинен бути знижений до мінімального рівня (особливо під час розливання низько-вуглецевих марок сталі), тому в технологічному плані дуже важливо проведення ефективного розкислення сталі.



а)



б)

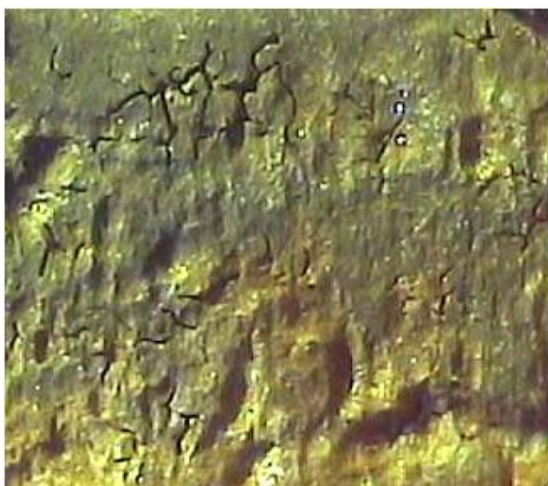
Рисунок 4.12 – Пузирі й пори на поверхні
безперервнолитої сортової заготовки (а)
і сляба (б)

Надлишкова кількість змащення в кристалізаторі, підвищений вміст вологи в маслі або ШУС можуть призвести до утворення поверхневих газових пузирів.

Витрата змащення (масла) під час подавання сталі в кристалізатори відкритим струменем повинна бути встановлена на мінімальному рівні, достатньому для виключення підвисань зливка на його стінках. На практиці рекомендується обмежувати вміст вологи в змащенні (маслі).

Павукоподібні (зіркоподібні) тріщини (рис. 4.13) характерні, насамперед, для перитектичного класу сталей (вміст вуглецю 0,12-0,18%). Вони являють собою тонкі тріщини довжиною кілька міліметрів у вигляді розбіжних променів «зі-

рок» і т.п. Вони утворюються під поверхнею безперервнолитой заготовки, що утрудняє їхнє візуальне виявлення безпосередньо після охолодження. Однак під час наступної прокатки вони перетворюються в тріщини або розриви, що призводить до дефектів металопродукції. На практиці для сталей, схильних до появи павукоподібних тріщин, здійснюється додатковий контроль заготовок за допомогою механічного зачищення поверхні (наприклад, «змійкою»), глибиною 1-2 мм.



а)

б)

Рисунок 4.13 – Павукоподібні тріщини (а) і сітчасті та поперечні тріщини по слідах коливання кристалізатора (б)

Оскільки формування павукоподібних тріщин відбувається в кристалізаторі, то найбільш ефективним засобом запобігання їхньому утворенню є застосування ШУС, які трохи знижують відведення тепла від твердої скоринки.

4.3.3 Дефекти внутрішньої структури

Основними дефектами макроструктури заготовок є: лікваційні смуги й тріщини по перерізу; кутові тріщини; тріщини в осьовій зоні; центральна пористість; осьова ліквіація; газові пузири; скупчення неметалевих і шлакових включень.

Внутрішні тріщини по перерізу безперервнолитої заготовки (перпендикулярні граням) (рис. 4.14) являють собою надриви, що розташовуються міжосьовими просторами кристалічної структури, збагаченої лікватами. Це тріщини кристалізаційні й утворюються на межі твердої та рідкої фаз в інтервалі температур, за яких метал має мінімальну пластичність і міцність. Тріщини можуть розташовуватися в кілька рядів по перерізу заготовки.

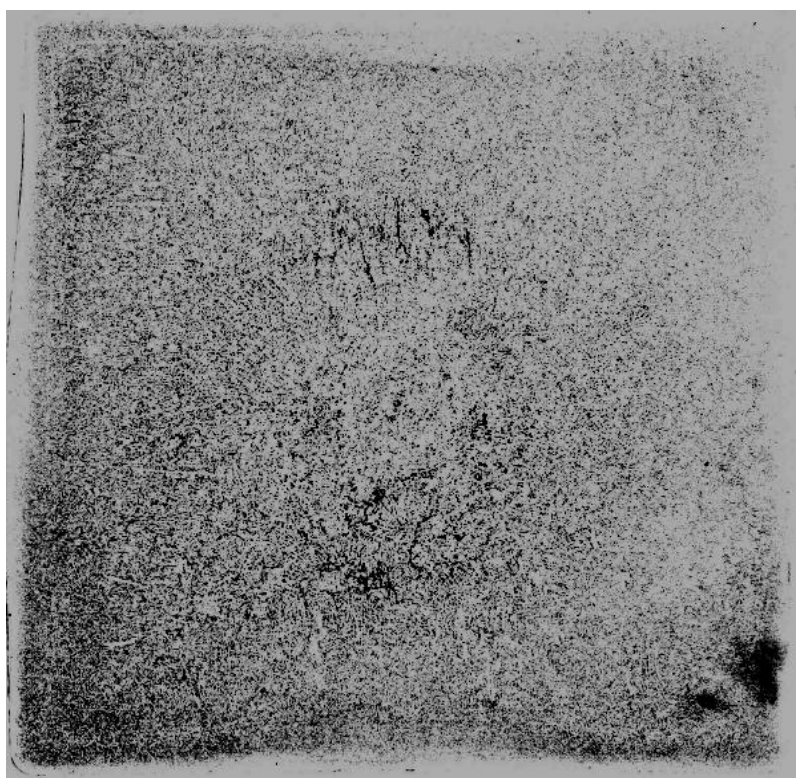


Рисунок 4.14 – Тріщини по перерізу безперервнолитої заготовки (поперечний темплет)

Одна із причин утворення таких тріщин – високі термічні напруження внаслідок незадовільного режиму охолодження. Так тріщини по перерізу можуть виникати через підвищену швидкість розливання металу або надмірне відведення тепла в деяких секціях ЗВО. За інтенсивного вторинного охолодження зовнішні затверділі шари зливка, перешкоджають усадці внутрішніх, у яких розвиваються внутрішні напруження.

Кутові внутрішні тріщини (рис. 4.7) також, як і поверхневі, визначаються відхиленнями геометричної форми безперервнолитої заготовки (ромбічність, випинання граней). Ці тріщини розташовуються по стиках кристалів зливка проти його тупих кутів.

Осьові тріщини (рис. 4.15) утворюються під дією розтягувальних напружень, що виникають наприкінці затвердіння зливка. Напруги в цій зоні, в основному, зумовлені швидкістю розливання металу, режимом і роботою системи вторинного охолодження. До розвитку осьових тріщин може, наприклад, привести підвищене обтиснення заготовок у тягово-правильній кліті.

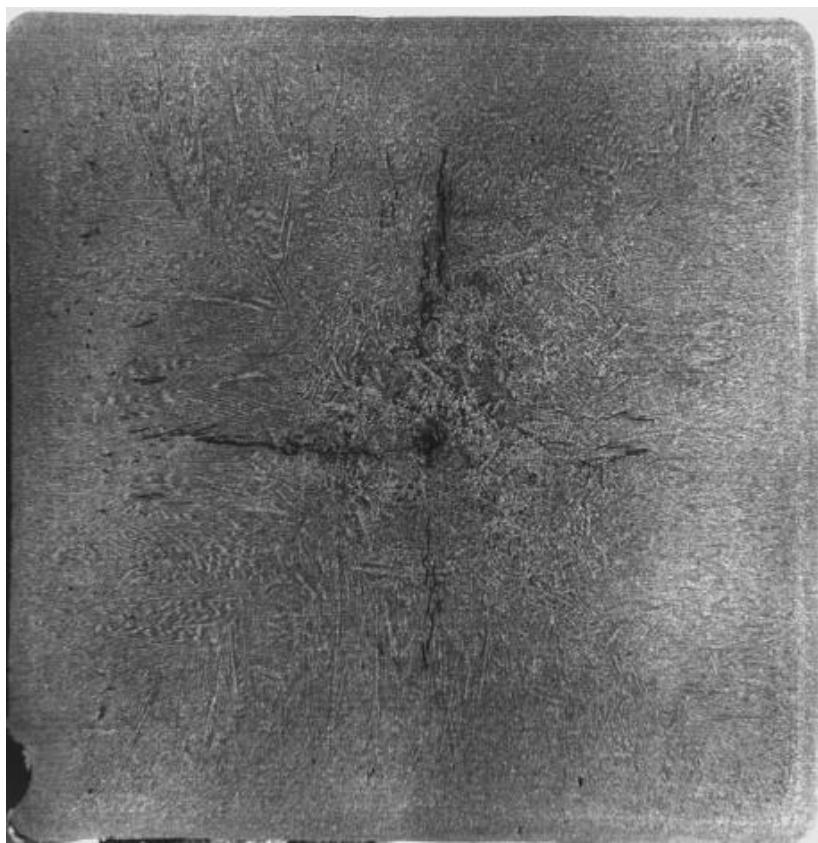
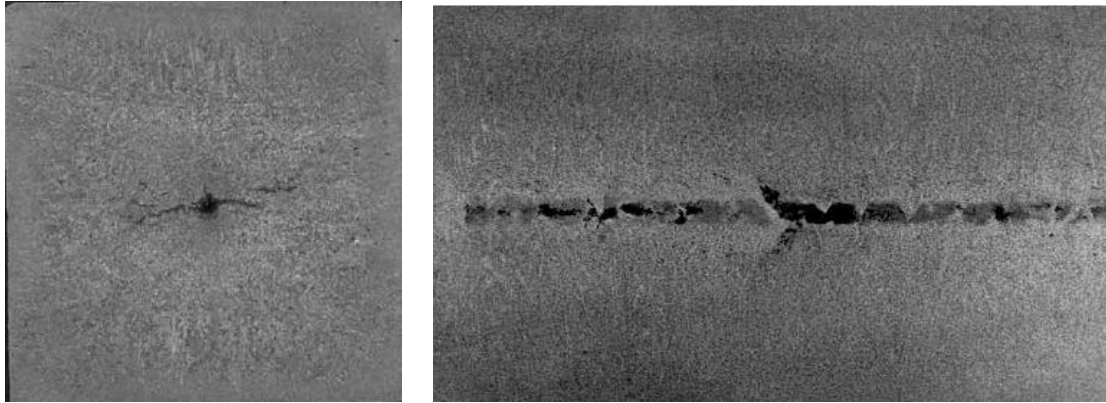


Рисунок 4.15 – Осьова тріщина в безперервнолитій заготовці (поперечний темплет)

Центральна пористість являє собою зосередження великих і дрібних пор уздовж теплового центра зливка (рис. 4.16).



а)

б)

Рисунок 4.16 – Центральна пористість безперервнолитої сортової заготовки:

а – поперечний темплет; б – поздовжній темплет

Причинами утворення центральної пористості є специфічні умови формування безперервнолитого зливка, пов'язані з утворенням відносно глибокої лунки рідкого металу. Фронт кристалізації по висоті зливка, через значну довжину лунки рідкого металу, сходиться до кінця затвердіння під дуже малим кутом, що визначає наявність мостів і перехватів у центрі зливка, за яких утворюються усадні раковини.

Залежно від величини й швидкості усадки металу в осьовій зоні, а це, у свою чергу, визначається маркою сталі, швидкістю розливання, інтенсивністю вторинного охолодження, розмірами перерізу зливка й низкою інших чинників усадні порожнини набувають різних форм і розмірів. Підвищена температура й швидкість розливання сприяють розвитку центральної пористості, тому що при цьому збільшується довжина рідкої лунки металу.

Найбільший розвиток явище центральної пористості отримує під час відливання заготовок малого перерізу з високою швидкістю. Вона також має тенденцію до збільшення під час розливання високовуглецевих марок сталі.

Існує певна залежність між видом пористості й кристалічною структурою заготовки. Зосереджена пористість зазвичай виявляється за розвиненої стовпчастої структури й кон-

центрується уздовж вертикальної осі у вигляді переривчастих порожнеч. Розсіяна пористість отримує розвиток у зоні рівновісних кристалів і обмеженій зоні стовпчастих дендритів. За такої будови безперервнолитої заготовки усадна пористість утворюється у вигляді численних невеликих пор.

Осьова ліквация обумовлена двома чинниками: ліквацийним збагаченням центральних зон домішками й усадкою осьової зони під час затвердіння (рис. 4.4).

Швидкість розливання прямо не впливає на величину осьової ліквации в заготовках (за винятком випадків, коли виникають порушення геометричної форми зливка). Вплив інтенсивності вторинного охолодження заготовок також має обмежений характер, тому що за товстої скоринки охолодження впливає переважно на зовнішню поверхню зливка.

Значно знизити ступінь розвитку осьової ліквации дозволяє жорсткість технологічних вимог до підготовки металу для розливання, зниження вмісту сірки й фосфору в сталі, а також стабільний процес лиття. Найбільш ефективним заходом проти розвитку осьової ліквации є зниження температури перегріву металу в промковші. За наближення температури розливаного металу до температури ліквідусу, зона рівновісних кристалів найбільш розвинена, і осьова ліквация буде мінімальною.

Підкіркові пузири (рис. 4.17) утворюються в результаті стрибкоподібного зниження розчинності газів (кисню, водню, азоту) під час кристалізації сталі. Під час деформації пузири, близько розташовані до поверхні, у результаті окислення за нагрівання злитків можуть не зварюватися й викликати утворення волосовин та плівок на поверхні прокату (у випадку одиничних пузирів) або розривин (у випадку групового розташування великих пузирів).

Виникнення підкіркових пузирів у безперервнолитих зливках найчастіше зв'язують із недостатнім ступенем розкислення сталі. До утворення газових пузирів, також, можуть привести: підвищений вміст вологи в змащенні кристалізатора, завороти окисленої скоринки зливка, пропалювання дозатора промковша.

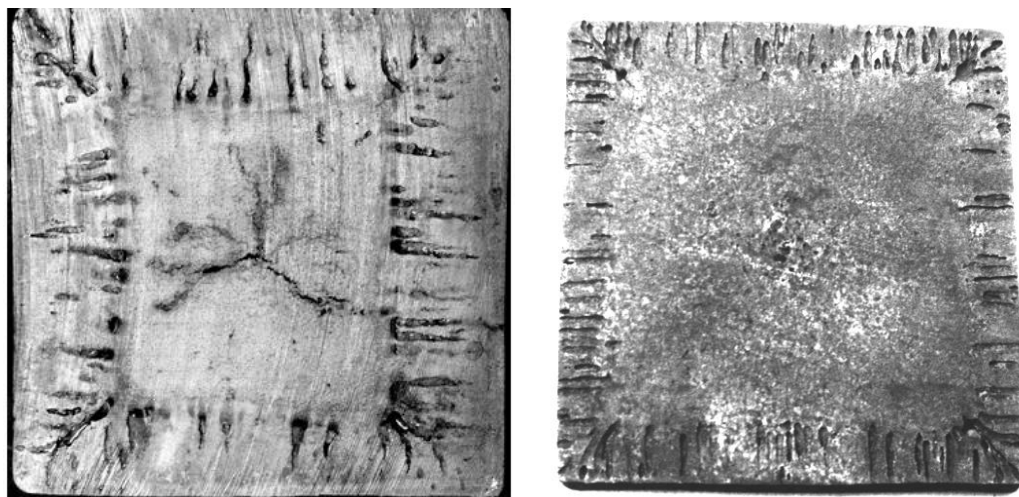


Рисунок 4.17 – Пузирі в підкірковій зоні
безперервнолитої заготовки
(поперечні темплети)

Скупчення шлакових і неметалевих включень у безперервнолитої заготовках обумовлено, насамперед, спливанням і коагуляцією неметалевих включень у кристалізаторі, а також захопленням часток шлаків безпосередньо із дзеркала металу внаслідок сплесків і конвективних потоків. У безперервнолитої заготовках зустрічаються ті ж види неметалевих включень, що й у зливках: оксиди, сульфідів й нітриди. Вони можуть розташовуватися по всьому перерізу заготовки.

Оцінюючи чистоту безперервнолитої заготовок, на практиці використовують такий оцінний параметр, як крайові точкові забруднення (КТЗ). Крайові точкові забруднення проявляються у вигляді точкових скупчень лікватів (в основному сульфідів і шлаків) по перерізу безперервнолитої заготовки й визначаються величиною точок і щільністю їхнього розташування. Для радіальних безперервнолитої заготовок, наприклад, досить характерне зосередження точкових забруднень по грані заготовки, що відповідає малому радіусу.

Досить важливим чинником появи оксидів є вторинне окислення сталі, що відбувається в ході технологічних переливів під час безперервного розливання. Ще одним значимим джерелом неметалевих включень у сталі є ерозія вогнетривів,

які використовуються для футерування сталерозливних й проміжних ковшів.

На забруднення сталі неметалевими включеннями, також, можуть впливати точність і швидкість виконання технологічних операцій в процесі розливання сталі на МБЛЗ: наповнення промковша металом; кількість шлаку, що попадає зі сталерозливного ковша в промківш; мінімізація падіння рівня сталі у промковші під час заміни сталерозливочного ковшу й т.п.

4.4 Вплив зовнішніх динамічних ефектів на формування безперервнолитих заготовок і їхнє застосування на МБЛЗ

У процесі розливання сталі на МБЛЗ на заготовку, що формується, здійснюються різного роду впливи, які включають конвективний рух потоків металу й газу, що вдувається, у кристалізаторі, вібраційні й електромагнітні впливи, пружно-пластичні деформації й ін.

За сукупністю одержуваних ефектів і специфікою використовуваних технологічних прийомів можна умовно виділити наступні найбільш характерні зони безперервнолитої заготовки для накладення зовнішнього впливу:

- кристалізатор або зона розташована безпосередньо під ним;
- зона вторинного охолодження, віддалена від нижнього торця кристалізатора на відстань кількох метрів (тобто зона формування стовпчастих кристалів);
- зона об'ємної кристалізації (зумпфова зона).

Знаходження металу в кристалізаторі супроводжується процесами, що найбільш динамічно розвиваються та багато в чому визначають ефективну роботу МБЛЗ в цілому й якість безперервнолитої заготовки як результат розливання. До числа таких процесів варто віднести:

- взаємодію рідкої ванни зі струменем металу, що рухається із промковша й потрапляє в кристалізатор;

- взаємодію розташованої на дзеркалі металу ШУС із прилеглим металом;
- безперервне формування твердої скоринки металу уздовж стінок кристалізатора;
- зворотно-поступальне ковзання каркаса твердої фази вздовж стінок кристалізатора, що супроводжується циклічними поштовхами;
- зміну геометричних розмірів заготовки (усадка) у ході її затвердіння.

У загальному випадку динаміка розвитку перерахованих вище процесів залежить від досить великої сукупності чинників, значна частина з яких зазвичай вважається випадковою (наприклад, заростання або розмивання заглибного стакану, ерозія головки стопора або стакану-дозатора, зміна витрати металу при перековшовках, коливання шару ШУС або хвилеутворення в кристалізаторі, зміни температури сталі в кристалізаторі й ін.). Для підвищення якості заготовки, що виходить із кристалізатора МБЛЗ, і поліпшення умов розливання доцільно застосовувати додаткові заходи, спрямовані на стабілізацію процесів, що відбуваються в рідкій ванні кристалізатора.

Зона вторинного охолодження безперервнолитої заготовки відповідає формуванню зони стовпчастих кристалів і в значній мірі визначає якість металопродукції. По суті, у цій зоні створюються сприятливі умови для формування транскристалітної сегрегації, міждендритних тріщин, а також формується нерівномірність у швидкості росту фронту затвердіння, що надалі призводить до формування «мостів» і перемичок.

Зона об'ємної кристалізації безперервнолитої заготовки характеризується певною специфікою, що полягає в проблематичності забезпечення умов живлення рідким металом об'ємів, які кристалізуються в останню чергу. Крім того, у цій зоні відбувається формування осьової шнурової й V-подібної ліквації.

Для підвищення якості металу на всіх стадіях формування безперервнолитої заготовки застосовують додаткові заходи. Найбільш ефективними з них є зовнішні динамічні впливи. Фі-

зична основа й інтенсивність використовуваних впливів залежно від цілей обробки може бути різною.

Ступінь ефективності обробки з використанням зовнішніх динамічних впливів залежить від досить великої кількості зовнішніх чинників, до числа яких можна віднести спосіб та місце накладення впливу, його інтенсивність, тривалість і ін. Більшість відомих методів ґрунтується на примусовому перемішуванні рідкої ванни або її окремих зон, а також на ефектах віброімпульсного характеру.

У результаті примусового перемішування металевих розплавів в інтервалі температур кристалізації стовпчаста дендритна структура переходить у рівновісну. Це пояснюється тим, що турбулентний потік рідини, викликаний перемішуванням сплаву, який повільно твердне між температурами ліквідусу й солідусу, призведе до вигину й притиснення осей дендритів і отримання порівняно дрібних рівновісних кристалів.

Розрізняють наступні найбільш істотні особливості затвердіння металевих сплавів за *примусового перемішування* рідкої фази:

- за наявності потоків примусового перемішування відбувається деформація або повне притиснення потоків природної термогравітаційної конвекції, що значно змінює умови формування ліквідаційних зон і дефектів;

- щоб під час примусового перемішування почала утворюватися тверда фаза, вона повинна містити меншу кількість ліквувальних елементів (мати більшу температуру затвердіння); якщо сплав належить до такого типу, у якому ліквідаційні виділення в рідку фазу підвищують міцність, то структура сплаву, одержувана перемішуванням і наступною термообробкою, дає композитний матеріал з надзвичайно міцними зв'язками між збагаченою домішкою матрицею й м'якою первинною твердою фазою;

- розміри кристалів, що затверділи в умовах примусового перемішування, залежать від інтенсивності тепловідведення, гідродинамічної схеми розвитку турбулентних потоків і потужності перемішування; дроблення кристалів не має лавиноподібного характеру.

дібного характеру й відбувається тільки за досить високих швидкостей турбулентного перемішування розплаву;

- збільшення швидкості перемішування рідкої фази сприяє інтенсифікації тепловідведення від оточуючого кристал середовища до стінки кристалізатора й значному збільшенню швидкості росту гілок дендритів.

Залежно від потужності й інтенсивності примусового перемішування можна отримати такі типи кристалічних структур:

- за повільного перемішування, коли тепловідведення змінюється незначно, відбувається звичайний ріст розгалужених дендритів у рідкій фазі, що їх оточує;

- за помірного тепловідведення й більш інтенсивного перемішування розплаву з розвиненими гілками дендритів відбувається інтенсивне їхнє руйнування й утворення численних вторинних центрів кристалізації;

- за дуже інтенсивного перемішування, коли процес об'лямування гілок дендритів припинився, а тепловідведення від рідкої фази прогресивно збільшується, настає період швидкого росту вже наявних центрів кристалізації сплаву.

До числа фізичних ефектів, виникнення яких зумовлюється накладенням зовнішніх впливів з віброімпульсними ефектами, можна віднести наступні явища:

- притиснення потоків термогравітаційної й розвиток потоків змушеної конвекції;

- розвиток хвильових процесів на поверхні й в об'ємі розплаву;

- кавітації в об'ємі рідкої фази;

- зародження й дроблення часток твердої фази в розплаві;

- зростання часток твердої фази в переохолодженому розплаві.

Залежно від режимів впливу й способу накладення *вібрації* можливі наступні основні ефекти в рідкій ванні кристалізатора: а) стабілізація термоконвекційних течій; б) руйнування термогравітаційних потоків аж до їхнього повного притиснення; в) формування нових конвективних потоків як у

всій, так і в окремих частинах об'єму рідкої ванни. Аналізуючи відомі практичні дані з дослідження ефекту перемішування рідини методами вібраційного впливу, слід зазначити, що в усіх випадках є можливість інтенсивного перемішування локальних об'ємів рідини за порівняно низької інтенсивності перемішування всього об'єму в цілому. Причому максимальна інтенсивність перемішування спостерігається або в поверхні розплаву (за накладення вібрації на розплав разом з ємністю), або в зоні, що безпосередньо прилягає до джерела вібрації.

Виникнення хвиль на поверхні розплаву зазвичай зв'язується із проявом ефекту резонансу: збігом частоти вібраційного впливу, з будь-якою гармонікою частоти власних коливань поверхні рідини в ємності. Хвилі на поверхні сприяють, щонайменше, перемішуванню рідкої фази безперервнолитої заготовки біля дзеркала й захватові ШУС у метал. Глибина проникнення перемішувального ефекту стоячих хвиль у розплав прямо пропорційна довжині хвилі (зазвичай висота шару рідини, що втягується в перемішування, приблизно дорівнює довжині стоячої хвилі). Розвиток стоячих хвиль за високих енергетичних параметрів призводить також до спонтанних сплесків (викидів) рідини над поверхнею.

Утворення великої кількості часток твердої фази в розплаві, що охолоджується, підтверджується в цілій низці робіт. Відповідно до результатів Дж.Гіббса, В.І.Данилова і Б.Чалмерса, можна стверджувати, що різні віброімпульсні впливи сприяють інтенсифікації зародкоутворення як за гомогенним, так і за гетерогенним механізмом зародження центрів кристалізації. Зародки кристалів у розплавах, що кристалізуються, утворюються переважно на частках нерозчинних домішок, поверхня яких повністю або частково змочується розплавом.

Не менш важливим джерелом виникнення центрів кристалізації в розплаві, що твердне, є «уламки» матричного сплаву, які відокремилися за якихось причин від зростаючого твердого каркаса. Додатково такі частки можуть утворюватися в розплаві завдяки наступним процесам:

- механічному руйнуванню твердої скоринки на поверхні розплаву за розвитку хвильових ефектів і процесів;
- руйнуванню вторинних і третинних гілок дендритів на фронті кристалізації під дією конвективних потоків і ударних навантажень;
- кавітаційному руйнуванню часток твердої фази під час схлопування пузирів (ефект удару тиску).

Імовірність розвитку того або іншого процесу залежить від властивостей металу у твердому й рідкому станах, умов затвердіння, способу й інтенсивності віброімпульсного впливу й ін. Тому в кількісному відношенні за конкретних умов кожний з перерахованих вище механізмів може стати визначальним, і кількість твердих часток у розплаві може збільшитися на кілька порядків. Руйнування вторинних і третинних гілок дендритів на фронті кристалізації під дією конвективних потоків і ударних навантажень виявляється можливим, якщо матеріал, що формує дендритний каркас, стає досить слабким в області температур, які наближаються до температури затвердіння.

У цілому ж, прямим наслідком утворення й дроблення часток твердої фази є збільшення їхнього числа в розплаві на кілька порядків за певних режимів віброімпульсних впливів. Це, у свою чергу, кардинальним чином змінює теплофізичні умови формування зливка, що пов'язане з ростом часток твердої фази в переохолодженому розплаві і, як наслідок, істотним перерозподілом температурних полів у рідкій ванні. При цьому наявність досить великої кількості часток твердої фази в розплаві може зумовити перехід від зони стовпчастих до зони рівновісних кристалів.

У промислових масштабах на МБЛЗ найбільше застосування отримали наступні методи зовнішніх впливів: електромагнітне перемішування; продування рідкої ванни металу в кристалізаторі інертним газом; «м'яке» обтиснення у ЗВО.

Ідея застосування *методу електромагнітного перемішування* для керування якістю безперервнолитих заготовок відома досить давно й запатентована вперше З. Юнгхансом.

У наш час цей метод отримав найбільше поширення в металургії. Накладення електромагнітного поля на безперервнолиту заготовку може забезпечувати примусове переміщення потоків розплаву у вертикальній або горизонтальній площині, а також їх гелікоїдний рух. Устаткування для електромагнітного перемішування в наш час добре вивчено й розроблено, а переваги різних схем його накладення докладно розглянуті в розділі 4.5.

Вдування аргону в рідку ванну кристалізатора здійснюється, зазвичай, через внутрішню порожнину стопор-моноблока. Витрата вдмухуваного аргону коливається в межах 2-10 л/хв. Під час вдування захисного газу через стопор-моноблок, струмінь металу, що формується в порожнині стакан-дозатора, має традиційну для струменя, який вільно витікає, геометричну форму, а інжектований газ розташовується, головним чином, у внутрішніх зонах струменя й рухається зі швидкістю рідинного потоку, не порушуючи його природної конфігурації. З огляду на характер розташування й руху пазирів газу в струмені можна припустити, що вони також надають йому додаткову стійкість під час руху за рахунок компенсації зменшення перерізу струменя внаслідок збільшення обсягу пазирів за їхнього нагрівання. Під час вдування інертного газу через стопор-моноблок спостерігається рівномірний розподіл пазирів газу в рідкій ванні кристалізатора, а глибина проникнення струменя металу вглиб рідкої ванни знижується в 1,5-2,0 раза.

Метод «м'якого» обтиснення заготовки за наявності рідкої фази є найбільш радикальним прийомом, що забезпечує підвищення якості внутрішніх зон безперервнолитої заготовки. Унаслідок деформації внутрішніх шарів безперервнолитої заготовки (за наявності рідкої фази) відбувається руйнування осей дендритів на фронті затвердіння, підвищується кількість центрів затвердіння в рідко-твердій зоні, поліпшуються умови живлення заготовки рідким металом, притискується процес формування осьової ліквіації й пористості. Ці ефекти можуть бути досягнуті тільки за умови правильного вибору режимів

обтиснення стосовно до конкретних умов лиття. Метод «м'якого» обтиснення розглянутий у розділі 4.6.

4.5 Електромагнітне перемішування під час безперервного розливання сталі

Електромагнітне перемішування (ЕМП) рідкої сталі є одним з ефективних методів підвищення якості безперервно-ливої заготовки. Механізм електромагнітного впливу є результатом складної взаємодії електродинамічних, магнітогідродинамічних і металургійних чинників. Створюване системою ЕМП магнітне поле, проникаючи крізь затверділу оболонку зливка, ініціює в рідкій сталі вихрові струми, під дією яких метал починає обертатися. ЕМП поліпшує якість підповерхневої й осьової зони безперервнолитих заготовок, тому що воно впливає на формування кристалічної структури, переміщення неметалевих включень, хімічну сегрегацію й розподіл газів.

Індуктивна система ЕМП являє собою статор асинхронного двигуна, ротором якого є рідка лунка безперервного зливка. На практиці використовуються статори з обертовими й лінійними полями (рис. 4.18).

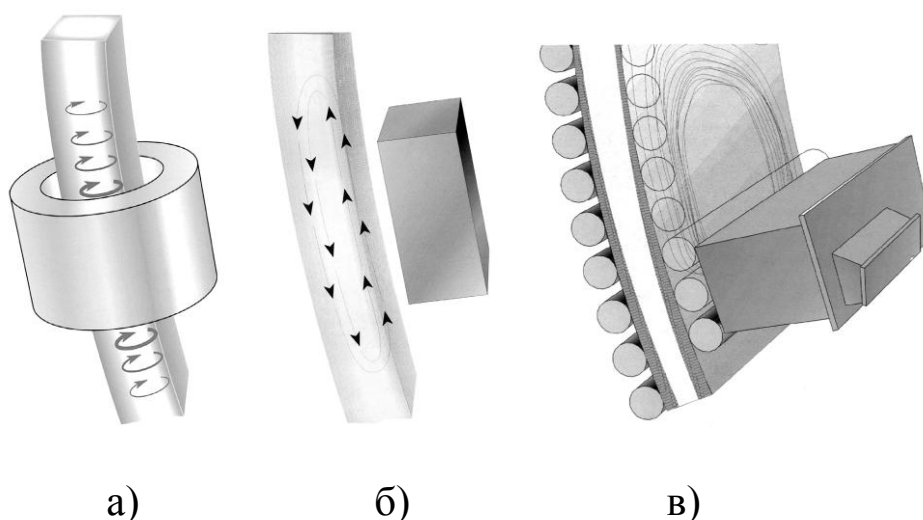


Рисунок 4.18 – Схеми накладення ЕМП з обертовим (а) і лінійним полем (б) для сортової заготовки й лінійним полем для сляба (в)

Основні електричні параметри пристроїв ЕМП міняються в широких межах залежно від їхньої конструкції й перетину заготовки. Характер потоків, створюваних ЕМП, залежить від конкретних умов (переріз заготовки, місце прикладення впливу, вимоги до результатів впливу й т.п.). Магнітодинамічні потоки, створювані ЕМП, складаються з одного або декількох замкнених контурів.

Найбільш характерною особливістю розподілу полів швидкостей конвективних потоків під час електромагнітного перемішування є їхнє максимальне значення безпосередньо біля джерела впливу з наступним зменшенням інтенсивності перемішування в міру наближення до осі заготовки. Максимальна швидкість примусових потоків під час електромагнітного перемішування регулюється за допомогою напруженості електромагнітного поля й може досягати значень декількох метрів за секунду. При цьому залежно від умов впливу в рідкій фазі можуть формуватися ламінарні потоки, турбулентні потоки і вихрові зони.

З точки зору глибини проникнення електромагнітного поля, вплив індукторів пристроїв для перемішування на зливках, що кристалізується, можна розділити на наступні групи:

- для обробки поверхневих і підповерхневих шарів безперервнолитої заготовки;
- для ущільнення внутрішніх об'ємів.

У першому випадку застосовують вертикальне перемішування металу в кристалізаторі, а в другому здійснюють обертальне перемішування розплаву в горизонтальній площині.

За сукупністю одержуваних ефектів і специфікою використовуваних прийомів впливу на всій довжині технологічної довжини безперервнолитої заготовки можна умовно виділити наступні найбільш характерні зони (рис. 4.19):

- зона кристалізатора (*MEMS – mold electromagnetic stirrer*) або безпосередньо розташована під кристалізатором;
- зона вторинного охолодження (*SEMS – strand electromagnetic stirrer*), віддалена від нижнього торця криста-

лізатора на відстань декількох метрів (тобто зона формування стовпчастих кристалів);

– зона об'ємної кристалізації або зумпфова зона (*FEMS* – *final electromagnetic stirrer*).

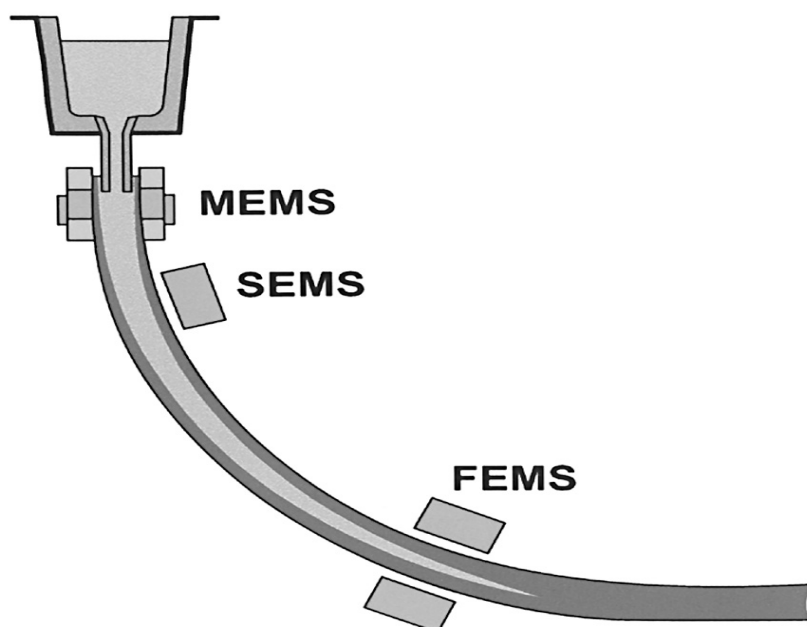


Рисунок 4.19 – Схематичне зображення можливих місць установлення ЕМП:

MEMS – кристалізатор; SEMS – ЗВО; FEMS – зумпфова зона

Основні електричні параметри пристроїв ЕМП змінюються в широких межах. Для ЕМП дрібних заготовок і блюмів під кристалізатором зазвичай використовуються струми промислової частоти; у всіх інших випадках необхідно застосовувати струми низької (від 1 до 20 Гц) частоти, що дозволяє знизити втрати, пов'язані з наявністю між індуктором і рідкою сталлю мідних стінок кристалізатора або товстої оболонки зливка. Іншими важливими електричними параметрами є число фаз (2 або 3), кількість полюсів на одну фазу (1 або більше), крок полюсів (для лінійних статорів), сила струму (3000 А), напруга (4000 В), установлена потужність (від 10 до 3000 кВА) і т.д.

Швидкості потоків металу (у системах з обертним магнітним полем), що потрапляє в зону перемішування, визнача-

ється, в основному, силами в'язкості, а за зоною ЕМП – інерційними силами. Обертовий рух, що відбувається в кристалізаторі (під час застосування ЕМП із обертовим полем), поширюється по довжині безперервнолитої заготовки від 1,5 до декількох метрів.

Основний ефект ЕМП в кристалізаторі (рис. 4.20) варто зв'язувати зі зміною гідродинамічної ситуації в рідкій ванні кристалізатора під впливом примусових конвективних потоків. Зазвичай, у цій частині МБЛЗ застосовують пристрої, які забезпечують формування висхідних потоків уздовж фронту затвердіння або обертання сталі в горизонтальній площині.

Обертове магнітне поле в кристалізаторі під час відливання сортових заготовок відкритим струменем створює глибокий меніск металу, на дні якого зосереджуються неметалеві включення, що обертаються з меншою швидкістю, ніж рідка сталь. У результаті цього ефекту концентрація неметалевих включень у твердій оболонці зливка істотно знижується.

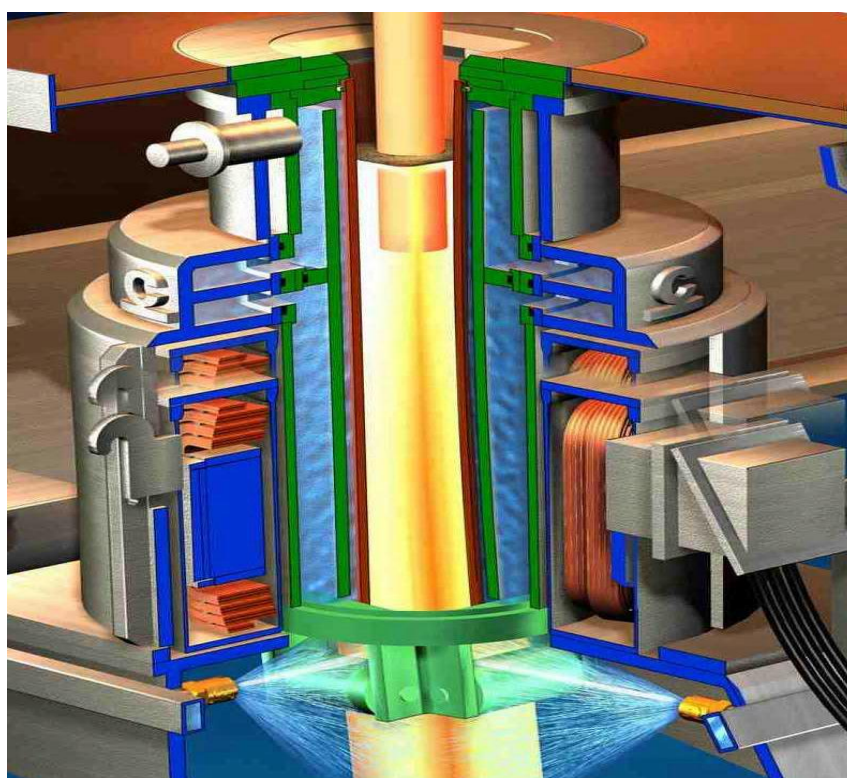


Рисунок 4.20 – Схема кристалізатора сортової МБЛЗ із пристроями для ЕМП

У цілому позитивний ефект ЕМП на процеси формування безперервнолитої заготовки за допомогою примусових висхідних уздовж фронту затвердіння конвективних потоків варто пов'язувати з наступними явищами:

- поліпшення умов виносу з металу газових пузирів, макро- й мікро- неметалевих включень внаслідок їх «заплутування в зростаючих дендритах»;

- придушення негативних явищ, пов'язаних із зануренням у рідку ванну струменя металу за рахунок зміни характеру руху потоків металу в кристалізаторі (електромагнітне гальмування);

- поліпшення умов теплопередачі від «гарячої» рідкої серцевини до границі розділу фаз (у тому числі й усереднення рідкої ванни металу за температурою);

- придушення хвильових процесів, що розвиваються на поверхні металу в кристалізаторі через динамічні впливи, пов'язаних з рухом струменя металу.

В остаточному підсумку, перераховані вище позитивні ефекти забезпечують підвищення якості поверхні й кіркової зони безперервнолитої заготовки, запобігаючи при цьому можливому прориву металу під кристалізатором. За розташування електромагнітного індуктора під кристалізатором у більшості випадків позитивний вплив на якість заготовки трохи зменшується.

Найбільш істотними негативними проявами, що супроводжують ЕМП в кристалізаторі, прийнято вважати:

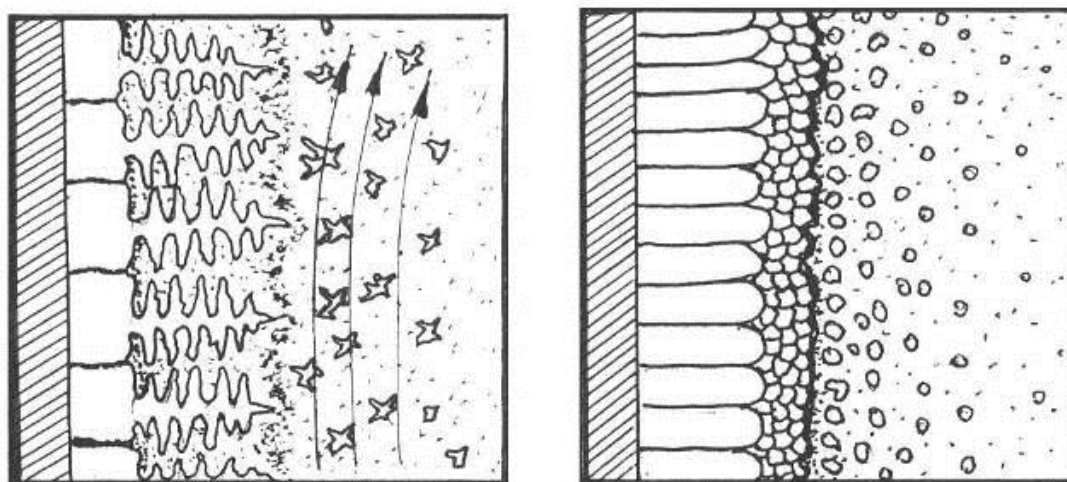
- утворення смуг негативної ліквіації («білих» смуг на сірчаному відбитку), які зменшують хімічну однорідність заготовки й можуть призводити до підвищеного утворення тріщин під час прокатки;

- збільшення зношування заглибних стаканів, що перебувають у зоні впливу електромагнітного перемішування.

Розташування *електромагнітного індуктора у ЗВО* має за мету забезпечення поліпшення якості безперервнолитої заготовки в зоні стовпчастих (дендритних) кристалів за рахунок їхнього подрібнення й ущільнення. Крім цього, наявність

висхідних конвективних потоків забезпечує певне підвищення чистоти металу в цій зоні. ЕМП у зоні формування стовпчастих кристалів може перешкоджати формуванню різного роду перемичок між протилежними фронтами затвердіння, що, в остаточному підсумку, забезпечує значне придушення дефектів усадочного (пористість) і ліквацийного характеру.

Під час електромагнітного перемішування (особливо в турбулентному режимі) умови формування дендритів, як це видно з рисунка 4.21 *а*, можуть істотно змінюватися.



а) б)
Рисунок 4.21 – Схематичне зображення впливу ЕМП в зоні стовпчастих кристалів (а) і характеру переходу її в рівновісну зону після закінчення впливу (б)

Це, у першу чергу, буде стосуватися тих дендритів, які виступають за фронт затвердіння в рідку фазу. Відповідно, за такої обробки лінія фронту затвердіння буде вирівнюватися, а кристалічна структура, що формується, ущільнюватися.

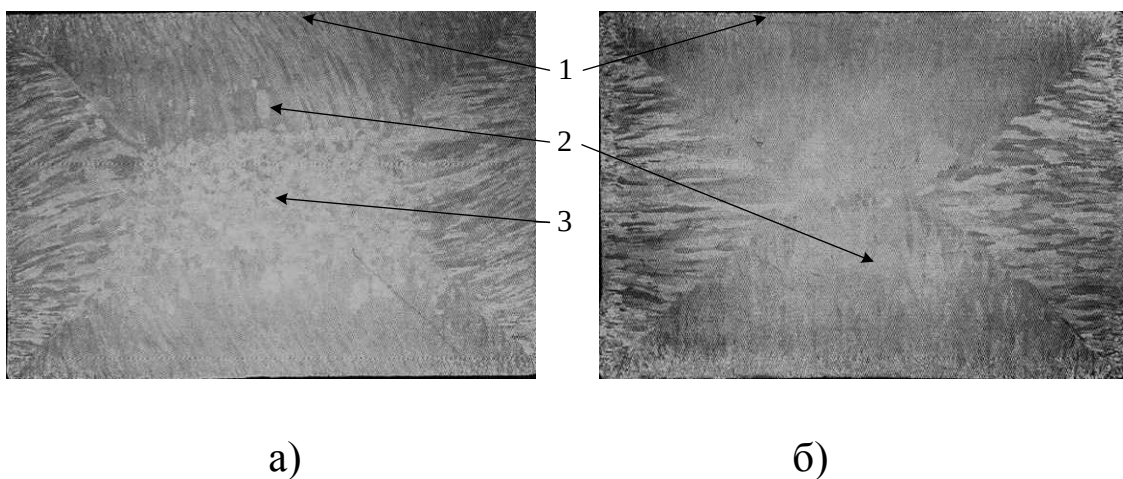
При цьому існує висока ймовірність того, що під впливом динамічних навантажень частина вершин дендритів буде механічно обламуватися (рис. 4.21 *а*) й відламки твердої фази потраплять у рідку ванну, де будуть поступово осідати в зумпфову зону. Наявність часток твердої фази перед фронтом за-

твердіння в зоні росту стовпчастих кристалів, у свою чергу, за певних умов сприяє прискоренню переходу від зони стовпчастих до зони рівновісних кристалів (рис. 4.21 б).

Подрібнення стовпчастих кристалів під час електромагнітного перемішування досягається в досить широкому діапазоні інтенсивності впливу (за створення вертикальних висхідних потоків). Однак цей ефект супроводжується, зазвичай, утворенням смуги «білої» (по сірчаному відбитку) ліквідації, що за збільшення інтенсивності впливу проявляється більш яскраво.

З іншого боку, ефект ЕМП впливає на формування заготовки в досить малому (у порівнянні із загальним часом затвердіння) інтервалі часу. Тому під час виходу із зони дії електромагнітного перемішування виявляється цілком імовірним відновлення первинних закономірностей росту зони стовпчастих кристалів, що знижує однорідність кристалічної структури.

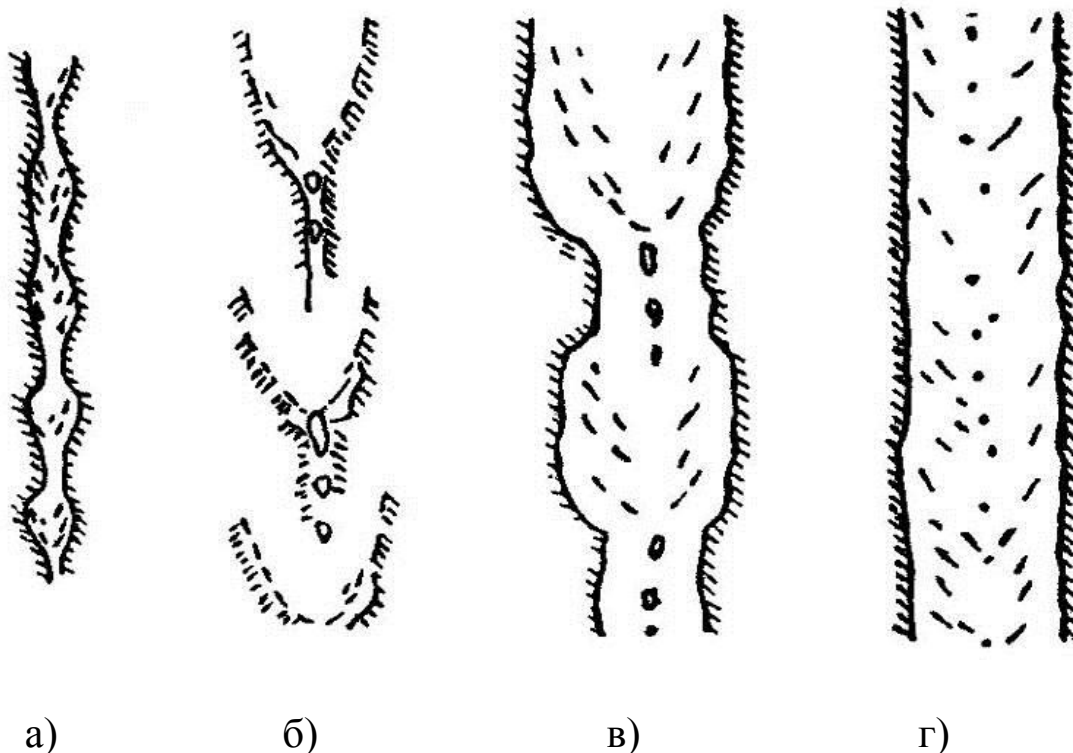
Структура зливка, отриманого з ЕМП, може мати більше розвинену зону рівновісних кристалів за зменшення макроліквідації (рис. 4.22).



а) б)
1 – дрібнозерниста кірка; 2 – зона стовпчастих кристалів;
3 – зона рівновісних кристалів

Рисунок 4.22 – Зміна кристалічної структури блюма за ЕМП у ЗВО (а) у порівнянні із блюмом, відлитим без ЕМП (б)

Використання ЕМП в зумпфовій зоні (тобто в зоні об'ємної кристалізації) спрямовано на поліпшення якості безперервнолитої заготовки шляхом придушення дефектів осьової зони ліквацийного й усадного характеру (рис. 4.23).



а),б) – висока температура розливання, низький та високий відповідно вміст вуглецю, переріз заготовки – квадрат 80 мм;
в),г) – висока температура розливання, високий вміст вуглецю, переріз заготовки відповідно – квадрат 250 мм і блюм – 330×450 мм

Рисунок 4.23 – Схема розвитку усадочних і ліквацийних дефектів в осьовій зоні заготовки

Вибираючи режими електромагнітного перемішування для обробки зумпфової зони, треба в максимальному ступені враховувати умови формування твердої фази заготовки. Власне кажучи, у цій зоні відбувається об'ємна кристалізація на базі часток твердої фази, що перебувають у розплаві.

Така кристалізація супроводжується появою твердого каркаса, що в міру його росту стає все більш міцним і його складові гілки перешкоджають підживленню рідиною донних об'ємів рідко-твердої ванни, що сприяє розвитку осьової пори-

стості. Відповідно, для поліпшення умов затвердіння останніх (донних) об'ємів безперервнолитої заготовки є доцільним примусове руйнування каркаса, що формується, яке виявляється можливим під час збудження конвективних потоків.

Найбільш раціональним технологічним прийомом є формування примусових циркуляційних потоків, які розташовувалися б у площині, перпендикулярній осі заготовки, тому що в цьому випадку забезпечується інтенсивне перемішування металу у всьому перерізі. Створення ж примусових потоків, що рухаються уздовж фронту затвердіння, не може забезпечити підвищення якості заготовки, тому що зумпфова зона збагачена лікватами й, отже, рух металу вздовж фронту затвердіння буде сприяти розвитку додаткових лікваційних смуг позитивної ліквації (типу V – подібної ліквації).

Раціональний вибір місця накладення електромагнітного впливу і його інтенсивності забезпечує істотне зменшення довжини рідкої лунки й, відповідно, зменшення кількості макродефектів типу «усадовча пористість» за подрібнення зерна кристалічної структури. При цьому трохи зменшуються осьова пористість і ліквація. Однак повною мірою ці дефекти не придушуються за накладення ЕМП.

Позитивний вплив ЕМП на зниження рівня ураженості безперервнолитого зливка різного роду дефектами ілюструється даними таблиці 4.1.

У цілому досягнення широкого спектра позитивних якісних ефектів під час використання електромагнітного перемішування в будь-якому окремому місці по технологічній довжині заготовки виявляється недостатнім. Тому на практиці досить широко використовується система з декількома електромагнітними індукторами (мультиелектромагнітне перемішування), розташованими вздовж технологічної осі заготовки (рис. 4.24).

Перевагами мультиелектромагнітного впливу є більш рівномірне підведення зовнішньої енергії до рідкої фази, зменшення інтенсивності впливу в кожному місці його накладення (зниження ймовірності появи «білих» лікваційних смуг) і т.п.

Таблиця 4.1 – Вплив ЕМП на дефекти безперервнолитої заготовки

Тип дефекту	Місце накладення ЕМП (●зниження дефектоутворення)		
	кристалізатор (MEMS)	ЗВО (SEMS)	зупфова зона (FEMS)
Шлакові включення на поверхні	●		
Газові пузирі	●		
Газова пористість	●		
Підповерхневі шлакові включення	●		
Прориви металу	●		
Викривлення профілю заготовки	●		
Внутрішні тріщини	●	●	
Зменшення товщини зони стовпчастих кристалів	●	●	
Осьова ліквация	●	●	●
Осьова пористість	●	●	●
V-подібна ліквация			●

Основною вадою цієї системи є різке зростання питомих витрат на обробку.

Таким чином, застосування електромагнітного перемішування дозволяє корегувати негативні ефекти, які пов'язуються з перегрівом сталі в промковшій коливаннями швидкості розливання металу, що підвищує стабільність роботи МБЛЗ й розширює можливості автоматизації процесу розливання. Разом з тим, з огляду на досить високі витрати на устаткування для електромагнітного перемішування, є доцільним його використання, у першу чергу, для середньо- й високовуглецевих (у тому числі легованих) сталей, до якості заготовки з яких ставляться високі вимоги.

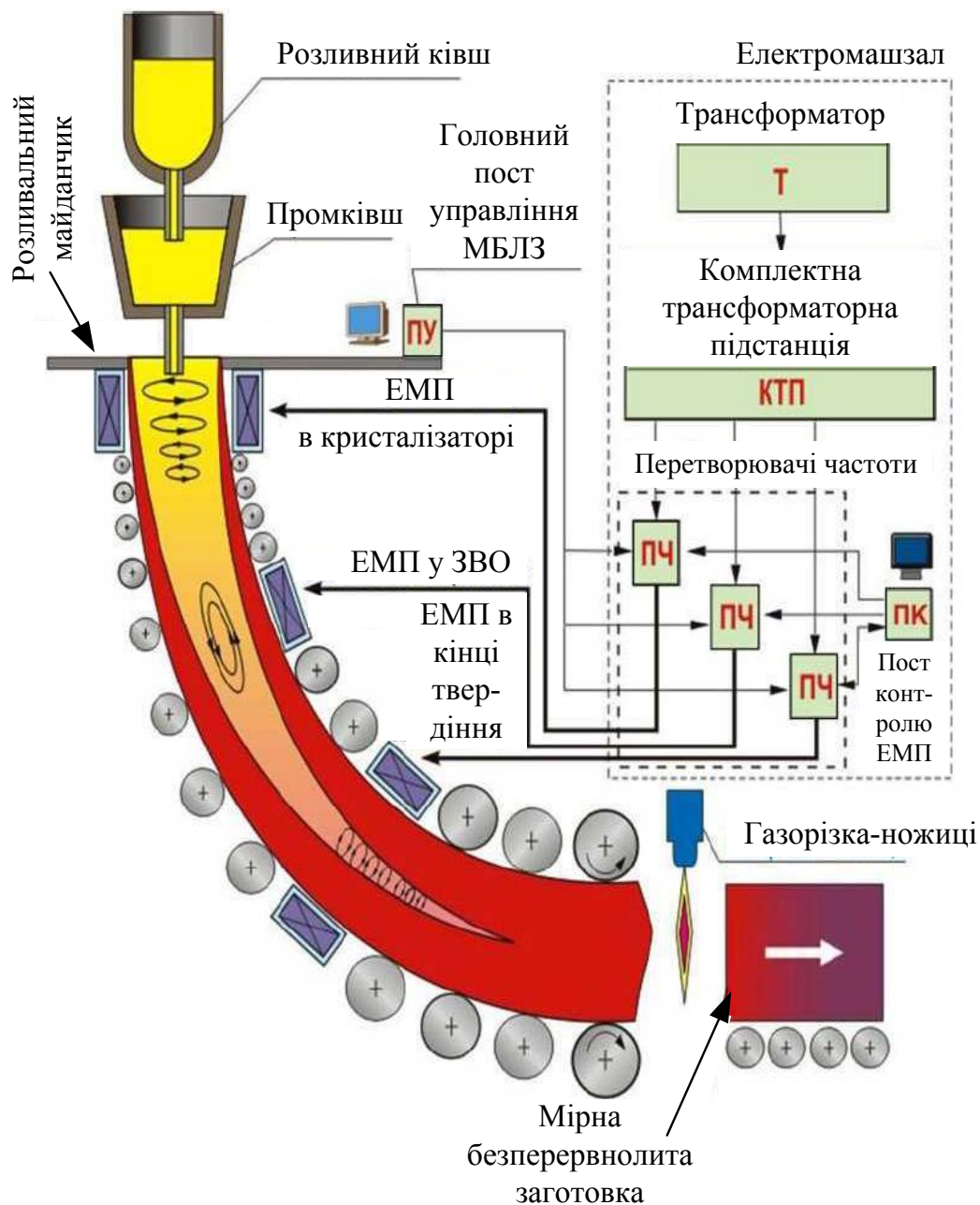


Рисунок 4.24 – Комплексна система ЕМП рідкої фази заготовки під час розливання на МБЛЗ

4.6 Система «м'якого» механічного обтиснення заготовки для керування усадними й ліквідаційними процесами

Ідея гарячої деформації злитків з наявністю рідкої серцевини відома досить давно. Вона пройшла широке випробування на металургійних зливках. При цьому обтиснення злив-

ків з рідкою фазою забезпечує значне зниження осьової пористості й підвищує однорідність внутрішньої структури. Разом з тим, унаслідок низки технологічних і технічних міркувань (наприклад, висока ймовірність виливання рідкої фази), використання її для зливків виявилось досить проблематичним.

В останні два десятиліття для придушення осьової пористості й ліквідації під час розливання якісних марок стали все більшого застосування отримує метод так званого «м'якого» механічного обтиснення (*“soft mechanical reduction”*) безперервною заготовкою. Сутність цього методу полягає в тому, що тверда оболонка заготовки піддається додатковому плавному обтисненню (на кілька міліметрів) у нижній частині ЗВО, тобто в зоні, де є певне співвідношення твердої й рідкої фази.

Спочатку метод «м'якого» обтиснення передбачав деформацію твердої оболонки заготовки за допомогою декількох пар спеціальних роликів у зоні її вирівнювання. Цей варіант є досить привабливим з погляду простоти технічної реалізації. Однак насправді, як показали дослідження, існує кілька серйозних перешкод для ефективної реалізації цієї схеми:

- обтиснення заготовки повинне відбуватися в суворо фіксованих точках, що вимагає точного контролю температури розливання й режимів охолодження, оскільки в протилежному випадку відбувається зсув положення точки закінчення зони рідкої фази, а ефект обробки нівелюється;

- механічне обтиснення заготовки вимагає прикладення значних зусиль, величина яких різко зростає зі збільшенням долі твердої фази; за надмірно великої долі рідкої фази ефект механічного обтиснення виявляється вкрай незначним через просте перетікання металу, що практично повністю виключає ефект подавлення осьової ліквідації й вкрай слабо впливає на зменшення осьової пористості.

Власне кажучи, завдання реалізації методу «м'якого» механічного обтиснення безперервною заготовкою повинно містити в собі наступні основні компоненти:

- визначення місця накладення зусилля обтиснення (співвідношення між кількістю рідкої й твердої фази в момент обтиснення);

- визначення закону накладення обтиснення (обтиснення в один або ж кілька етапів);

– визначення способу накладення зусилля обтиснення до поверхні заготовки.

Теоретичне визначення величини обтиснення рекомендується виконувати за наступною формулою

$$D_o = (D_1 + D_2)/\eta + D_3,$$

де D_1 – сумарне обтиснення, необхідне для запобігання руху (витікання) рідкої сталі із зони затвердіння;

D_2 – сумарне обтиснення, необхідне для запобігання перетікання сталі під час випинання заготовки;

D_3 . – сумарна термічна усадка твердої фази за зниження температури в ході обтиснення (визначається розрахунковим шляхом на підставі аналізу процесів теплопереносу в зоні обтиснення);

η – коефіцієнт пропорційності, що враховує перенос поверхні внутрішнього фронту затвердіння й, відповідно, умови гарячої деформації заготовки.

Наприклад, для сляба товщиною 280 мм за швидкості розливання 1,2 м/хв. оптимальні дані, що рекомендуються, можуть мати наступні значення: $D_1 = 0,26$ мм/м, $D_2 = 0,10$ мм/м, $D_3 = 0,20$ мм/м, $\eta = 0,3-0,4$ мм/м, $D_o = 0,85-1,07$ мм/м.

З урахуванням можливості керування процесом «м'якого» обтиснення в умовах деяких коливань параметрів лиття на практиці перевага віддається конструктивній схемі, зображеній на рисунку 4.25.

Така схема реалізується системою з 10-12 пар роликів, об'єднаних у дві спеціальні секції. Наявність великої кількості точок прикладання зусиль стискання дозволяє значно розосередити процес деформації заготовки на ділянці довжиною в кілька метрів. Це знижує ймовірність утворення внутрішніх тріщин у твердому каркасі заготовки. Крім того, залежно від конкретних умов розливання місце початку й закінчення процесу деформації може бути скореговане за рахунок виведення з роботи декількох пар крайніх роликів. Це дає можливість варіювати швидкість розливання й режими охолодження заготовки. Розглянута схема є універсальною й використовується в слябових, блюмових і сортових МБЛЗ.

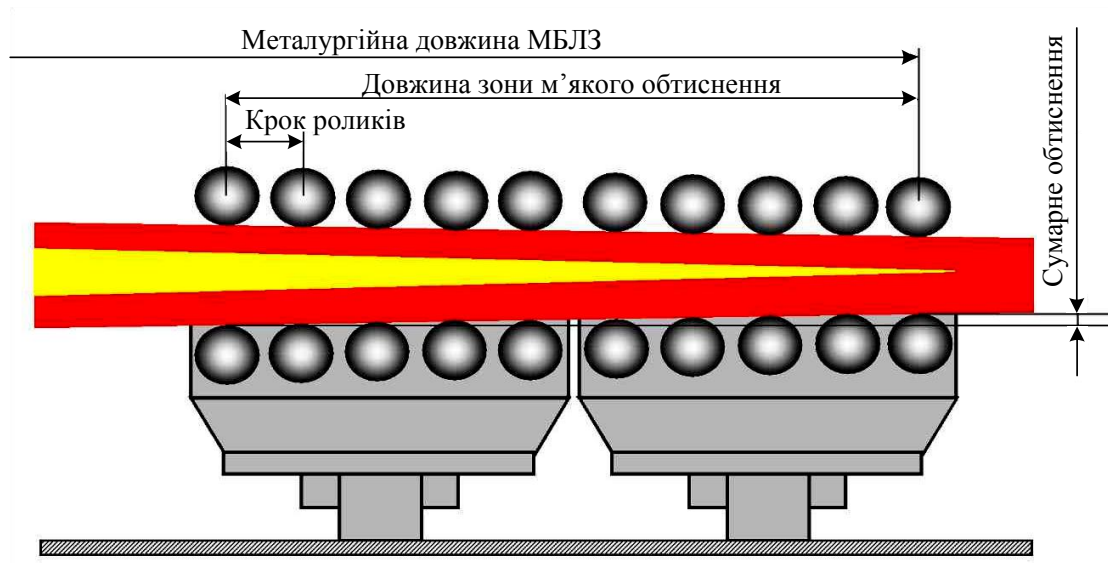
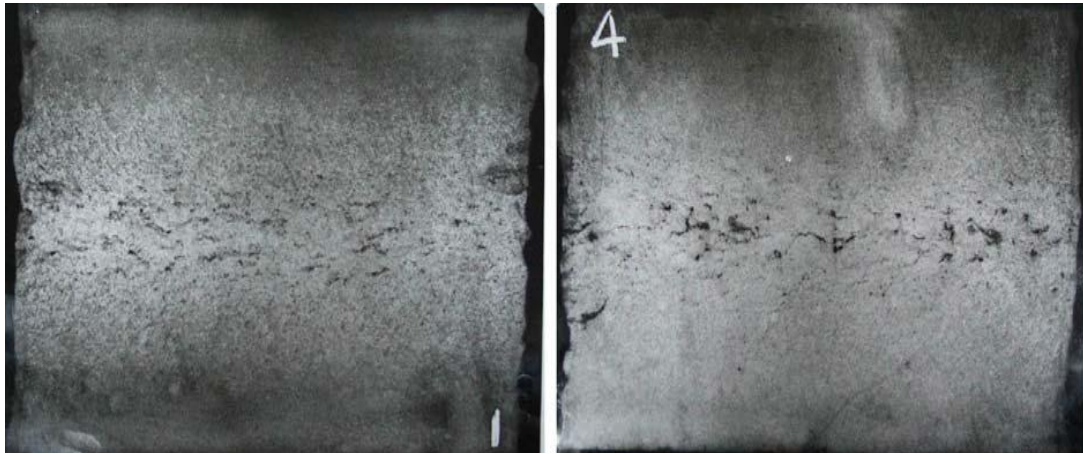


Рисунок 4.25 – Схема реалізації методу «м'якого» обтиснення за допомогою спеціальних роликів

Максимальний ефект подавлення осьової ліквациї досягається за мінімального коливання параметрів розливання в умовах забезпечення мінімального випинання заготовки в зоні обтиснення. Це досягається шляхом постійного контролю зусилля контакту поверхні обтискних роликів з поверхнею заготовки. Як ілюстрацію на рисунку 4.26 подано порівняння фотографій поздовжніх темплетів (гаряче травлення) безперервної заготовки з «м'яким» обтисненням і без нього. У цілому вони свідчать про ефект придушення осьової пористості й деяке зниження осьової ліквациї під час застосування «м'якого» обтиснення в раціональному діапазоні режимів впливу.

Певні особливості має застосування методу «м'якого» обтиснення для динамічного впливу на внутрішні об'єми блюмів великого перерізу, під час їх твердіння. Це варто пов'язувати, насамперед, зі стійкістю твердого каркасу заготовки. По-перше, твердий каркас твердіючого блюму, безумовно, має значно більшу твердість, ніж у сляба, що істотно збільшує необхідне питоме зусилля обтиснення. Це, у свою чергу, підвищує ймовірність утворення внутрішніх тріщин по границях дендритів.



а)

б)

Рисунок 4.26 – Загальний вигляд поздовжніх травлених темплетів з «м'яким» обтисненням (а) і без нього (б)

З іншого боку, прикладення обтиснення по двох протилежних гранях (як це було розглянуто вище) обов'язково викликає вигин (випинання) двох бічних граней, що в значній мірі може змінити умови руху металу в рідкій серцевині й знизити до мінімуму ефект придушення осьової ліквіації внаслідок ефекту «перетікання» рідкої фази. Розглянуті відмінності між динамічним «м'яким» обтисненням слябів і блюмів визначають створення спеціальних технологічних прийомів.

Для підвищення ефективності «м'якого» обтиснення на деяких заводах Західної Європи й Японії внутрішній порожнині кристалізатора надають спеціальну геометричну форму, що забезпечує формування припливів на поверхнях блюма, який піддають подальшому обтисненню (рис. 4.27).

На ділянці зумпфової зони (після першої тягової кліті) за допомогою спеціальних обтискних клітей ці приливи металу певним чином вдавлюються в тіло заготовки, що набуває форму квадрата або прямокутника. Це забезпечує зменшення внутрішнього об'єму заготовки, покращує умови живлення рідким металом твердого каркасу й запобігає формуванню свищів усадної пористості.

Досягнення максимального позитивного ефекту в частині придушення осьової усадної пористості пов'язується з раціональним вибором об'єму здавлюваного металу, а також

місця початку й закінчення обтиснення. Найбільший ефект досягається під час вдавнення приливів в 3-5 етапів з регламентованим розташуванням точок накладення навантаження по довжині заготовки.

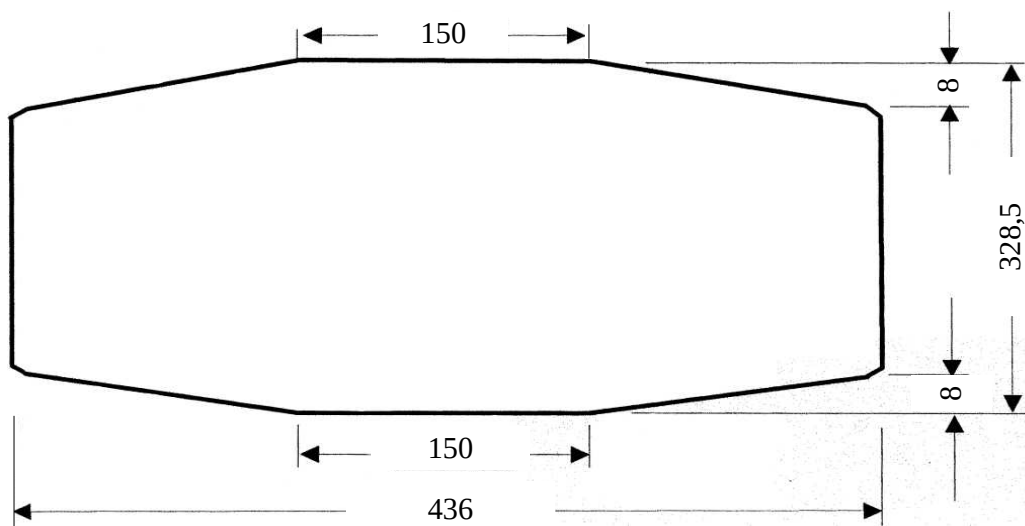


Рисунок 4.27 – Геометрична форма внутрішньої порожнини кристалізатора для відливання високоякісних блюмів з «м'яким» обтисненням

У цілому для успішної обробки заготовки методом «м'якого» механічного обтиснення необхідно дотримуватися певної сукупності технічних і технологічних умов:

- наявність даних про оптимальне співвідношення твердої й рідкої фази в місці прикладання зусилля обтиснення стосовно конкретних умов;
- визначення величини оптимальних значень ступеня обтиснення, значень прикладених зусиль і динаміки прикладання зусилля обтиснення;
- наявність автоматичної системи, здатної в реальному масштабі часу визначати профіль затвердіння залежно від швидкості лиття, марки сталей, умов первинного й вторинного охолодження та перегріву металу в промковші;
- наявність автоматичної системи, що дозволяє оперативно корегувати точку прикладання зусилля обтиснення залежно від зміни умов розливання.

Контрольні запитання

1. Які основні структурні зони утворюються під час формування безперервнолитого злитка? Опишіть їхні характерні риси.
2. Що таке ліквация домішок? Які негативні процеси і явища вона викликає?
3. Охарактеризуйте особливості будови дендрита. Що таке гілки першого, другого й третього порядку?
4. Від яких основних чинників залежить характер розвитку зони рівновісних дендритів?
5. Охарактеризуйте сутність усадних явищ, що мають місце під час кристалізації зливка. Що таке коефіцієнт усадки і яка його величина для промислових марок сталі?
6. Назвіть найбільш значимі дефекти, пов'язані із внутрішніми напруженнями й основні причини їх розвитку.
7. Назвіть головні параметри, що впливають на утворення внутрішніх тріщин.
8. Якими основними чинниками визначається термонапружений стан скоринки заготовки, яка твердне, і основні види дефектів, викликаних ними?
9. Опишіть вплив механічних деформацій на тріщиноутворення.
10. Охарактеризуйте пластичність сталі поблизу температури солідус.
11. Що таке «ромбічність» заготовки? У яких випадках вона виникає?
12. Які основні причини утворення й заходи щодо попередження поздовжніх тріщин?
13. Які основні причини утворення й заходи щодо попередження поперечних тріщин?
14. Які причини утворення й заходи щодо попередження поясів, заворотів кірки й заливин?
15. Назвіть основні види дефектів внутрішньої структури, які характерні для безперервнолитого зливка.
16. Назвіть найбільш характерні зони безперервнолитої заготовки для накладення зовнішнього впливу.
17. Якими фізичними процесами й впливами супроводжується знаходження металу в кристалізаторі?

18. Назвіть основні джерела виникнення центрів кристалізації в розплаві, що твердне.

19. Розгляньте особливості впливу примусового перемішування на затвердіння металу.

20. Опишіть, яким чином вдувається інертний газ у рідку ванну кристалізатора МБЛЗ.

21. У чому полягає механізм впливу електромагнітних полів на зливоч, що кристалізується? Від чого залежить характер потоків, створюваних ЕМП?

22. У яких зонах безперервнолитої заготовки найбільш часто застосовується ЕМП і з якою метою?

23. Яким чином ЕМП впливає на умови формування дендритів у зоні стовпчастих кристалів?

24. Яким чином ЕМП впливає на розвиток дефектів ліквідаційного й усадочного характеру?

25. Для яких сталей використання ЕМП є найбільш ефективним?

26. Розкрийте сутність методу «м'якого» механічного обтиснення безперервнолитих заготовок.

27. Які завдання вирішуються обтисненням зливоків з рідкою фазою?

28. У чому полягають основні недоліки методу «м'якого» обтиснення заготовки за допомогою спеціальних роликів у зоні її вирівнювання?

29. Охарактеризуйте особливості динамічного впливу методу «м'якого» обтиснення на внутрішні об'єми блюмів великого перерізу, під час їх кристалізації.

30. Назвіть сукупність умов, яких необхідно дотримуватися для успішної обробки заготовки методом «м'якого» обтиснення.

5 АВТОМАТИЗАЦІЯ ПРОЦЕСІВ БЕЗПЕРЕРВНОГО РОЗЛИВАННЯ СТАЛІ

Одною з основних переваг сучасних машин для безперервного розливання сталі є високий ступінь автоматизації процесу розливання в цілому, а також окремих функціональних і технологічних операцій.

У загальному вигляді прийнято розрізняти автоматичні й автоматизовані (комп'ютеризовані) системи керування. У системах *автоматичного* керування (САК), що складаються з об'єктів керування й керувального пристрою, людина особистої участі в процесі керування не бере. На відміну від САК, в *автоматизованих* (комп'ютеризованих) системах керування (КСК) передбачається обов'язкова участь людей у процесах керування. Принципова відмінність КСК від традиційної системи керування полягає в тому, що в КСК частина управлінських робіт, а саме: збір, аналіз, перетворення інформації – виконується за допомогою обчислювальної техніки.

Основний економічний ефект від упровадження САК (КСК) для технологічних процесів безперервного розливання сталі досягається за рахунок підвищення рівня організації процесу розливання, більш повного завантаження устаткування, забезпечення ритмічності роботи МБЛЗ, скорочення непродуктивних втрат, у тому числі й внаслідок запобігання аварійним ситуаціям, що в підсумку підвищує продуктивність праці й знижує витрати виробництва, а також підвищує якість заготовки. Це досягається завдяки повноті, своєчасності й оптимальності прийнятих рішень, а також економії керівної роботи без шкоди для якості керування.

Підтримку процесу розливання в автоматичному режимі вдається забезпечити за рахунок роботи наступних основних систем керування процесом лиття: системи автоматичного підтримання рівня металу в кристалізаторі; системи прогнозування й запобігання проривів металу під кристалізатором; динамічної системи охолодження заготовки у ЗВО; системи автоматичної подачі ШУС у кристалізатор МБЛЗ й т.д.

Крім того, на сучасних МБЛЗ передбачено досить велику кількість підсистем, які виконують наступні важливі завдання: контроль і підтримування маси металу в промковші, контроль температури металу в промковші, контроль зусилля на тяговій кліті, система зміни ширини заготовки в процесі розливання; контроль температури поверхні заготовки під кристалізатором (зона 2 або 3), контроль і підтримування параметрів коливання кристалізатора й т.п.

5.1 Автоматичне підтримування рівня металу в кристалізаторі

Система автоматичного підтримування рівня металу в кристалізаторі забезпечує підтримку рівня металу з точністю до $\pm 1,0$ - $2,0$ мм. Ця система функціонує під час розливання відкритим і закритим струменем.

Стабілізація рівня металу в кристалізаторі є найважливішим і найбільш складним завданням автоматизації МБЛЗ. Коливання рівня металу призводять до помітного зниження якості заготовки. За падіння рівня всього на кілька міліметрів відбувається окислення внутрішньої поверхні твердої скоринки, що призводить до підповерхневих дефектів унаслідок утворення несучільностей. За підвищення рівня металу на кілька міліметрів відбувається його заливання за тверду скоринку. Це призводить до збільшення глибини слідів хитання і захвату неметалевих і шлакових включень.

Положення рівня металу в кристалізаторі пов'язане з величиною витрати сталі, що надходить із промковша, і швидкістю витягання заготовки із кристалізатора. Ці величини не залежать від рівня металу в кристалізаторі (контрольованої величини) і, отже, об'єкт регулювання не має властивості самовирівнювання. Між тим цілком очевидно, що рівень металу в кристалізаторі буде залишатися незмінним, якщо за одиницю часу в нього буде надходити й виходити однакова кількість сталі.

За стаціонарного режиму розливання, зазвичай, немає інтенсивних збуджень, які впливають на положення рівня металу в кристалізаторі. Головними збудженнями, які вплива-

ють на рівень металу в кристалізаторі, є зміна рівня наливу металу в промковші (наприклад, під час заміни сталерозливного ковша), розмивання або заростання внутрішньої порожнини стакан-дозатора або заглибного стакану, розмивання або руйнування головки стопора-моноблока, хвильові процеси на поверхні металу в кристалізаторі й т.п.

Контроль рівня металу в кристалізаторі здійснюється за допомогою спеціальних датчиків, принцип роботи яких ґрунтується на фіксуванні положення рівня за допомогою радіоактивного або електромагнітного випромінювання, які передають сигнал на привод переміщення стопора або ТПК.

В основі виміру рівня за допомогою штучних радіоактивних ізотопів лежить принцип поглинання радіоактивного випромінювання рідкою сталлю, розташованою в кристалізаторі. Промінь, випромінюваний радіоактивним джерелом, проникає через кристалізатор по прямій лінії (рис. 5.1).

На стінці кристалізатора, що лежить навпроти випромінювача, розташований приймач, що перетворює прийняті промені в електричні імпульси. Унаслідок поглинання радіоактивних променів рідкою сталлю інтенсивність прийнятого випромінювання залежить від висоти рівня металу в кристалізаторі.

Радіоактивний вимірювальний пристрій складається зі стрижнеподібного матеріалу кобальт-60, сцинтиляційного лічильника й спеціального підсилювача. Джерела радіоактивного випромінювання й лічильники розміщують на кристалізаторі таким чином, щоб через ділянку, на якій у процесі розливання сталі повинен установитися її рівень, могли проходити й уловлюватися лічильником радіоактивні ізотопи, що надходять від джерела їхнього випромінювання.

Товщина й щільність просвічуваного матеріалу визначають ступінь поглинання радіоактивного випромінювання й, отже, кількість ізотопів, що вловлюються лічильником. За підвищення або зниження рівня сталі на ділянці виміру його висоти в кристалізаторі відбувається більше або менше перекриття радіоактивного випромінювання й разом з тим зміна

кількості гамма-квантів, які вловлюють лічильником. Отже, кількість гамма-квантів, що потрапляють на лічильник, служить мірою висоти рівня рідкої сталі в кристалізаторі.

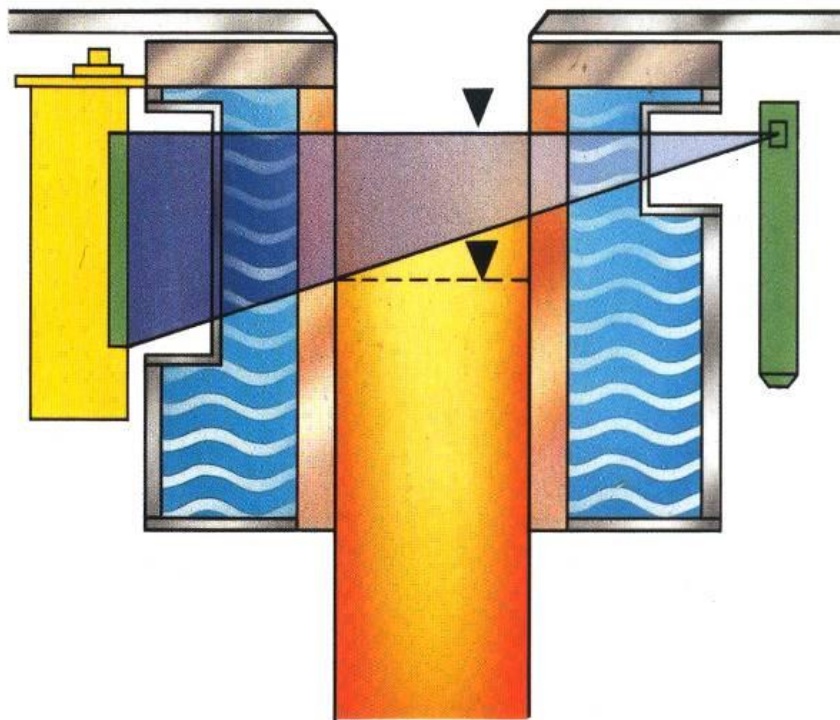


Рисунок 5.1 – Схема установлення радіоактивного датчика у кристалізаторі

Потужність джерела випромінювання повинна забезпечувати близько 3000–4000 імпульсів за секунду, тому що при цьому спостерігаються менші статичні коливання. Потужність джерела випромінювання повинна бути такою малою, щоб за можливістю не створювалася або створювалася досить невелика контрольована зона; при цьому, насамперед, ураховують небезпеку для здоров'я обслуги.

Радіоактивні датчики контролю рівня металу отримали найбільше застосування на сортових і блюмових машинах. Вони встановлюються стаціонарно в області кристалізатора. На потужних слябових МБЛЗ джерело й приймач розміщуються безпосередньо в стінці кристалізатора в спеціальних приливах.

Поряд із широким використанням радіоізотопних вимірювачів у світі все більшого поширення дістають нові засоби контролю рівня металу в кристалізаторі, що простіші з погляду розміщення їх у складі устаткування, більш надійні в експлуатації й безпечні для здоров'я обслуги. Одним з таких методів є метод, заснований на використанні датчиків вихрових струмів, індуктованих котушкою, розміщеною над дзеркалом рідкого металу в кристалізаторі (рис. 5.2).



Рисунок 5.2 – Схема установа електромагнітного датчика над кристалізатором (праворуч від заглибного стакана)

Вимірювальна котушка отримує живлення від високочастотного генератора (50 кГц) через підсилювач із позитивним зворотним зв'язком. Залежно від положення дзеркала металу повний опір вимірювальної котушки, що залежить від ЕРС, яка наводиться у ній вихровими струмами, також змінюється, що є мірою положення рівня рідкого металу в кристалізаторі. Вимірювальна котушка розміщується в спеціальному захисному керамічному стакані, який охолоджується повітрям. Постійна часу спрацювання комплексу становить менше 0,2 с, а

точність виміру положення рівня ± 1 мм. Датчик кріпиться на спеціальному штативі, який пересувається розливальником вручну й установлюється під час вимірювання рівня металу ближче до бокової стінки кристалізатора. Відмінною рисою цієї конструкції є її простота.

Недоліки такого датчика пов'язані з незручностями в роботі через наявність кабелів зв'язку й шланга, що підводить повітря для охолодження, які в більшості випадків перебувають безпосередньо на розливному майданчику й схильні до механічних і теплових впливів. Вони також можуть обмежувати дії розливальника й збільшувати кількість технологічних операцій (операції установки й зняття датчика на початку й наприкінці розливання, а також в аварійних ситуаціях). Іншим істотним недоліком розглянутої конструкції є значна витрата комплектувальних (датчиків, кожухів, підставок, кабелів, шлангів), особливо за низької технологічної дисципліни персоналу. Конструкція датчика фірми VUNZ (Чехія), вбудованого в кристалізатор (рис. 5.3), повністю позбавлена зазначених недоліків і наближається за експлуатаційними характеристиками до ізотопних датчиків. Ключовим елементом концепції аналізу поведінки рівня металу в кристалізаторі є повне розуміння джерел походження різного роду періодичних збуджень дзеркала металу.



Рисунок 5.3 – Зовнішній вигляд датчика фірми VUNZ (Чехія)

Як показує практика, коливання поверхні металу в кристалізаторі можуть істотно розрізнятися протягом періоду в 10-20 секунд, маючи різні джерела походження збуджень. Відомі форми нестійких коливань рівня металу в кристалізаторі можуть бути умовно розбиті на дві групи: раптові й періодичні збудження.

Збудження, які раптово виникають, досить легко ідентифікуються, оскільки вони, зазвичай, пов'язані зі значимими для технологічного процесу подіями: зміна швидкості витягання заготовки, прорив металу під кристалізатором, заростання отвору заглибного стакана, руйнування головки стопора й ін.

Досить характерним прикладом раптової зміни витрати металу в кристалізатор може бути відрив від поверхні стакана-дозатора деякої кількості корунду, що відклався в процесі лиття. Як видно з рисунка 5.4, відкладення корунду можуть накопичуватися на поверхні стакана-дозатора (або стопора) в області входження струменя в його внутрішню порожнину.

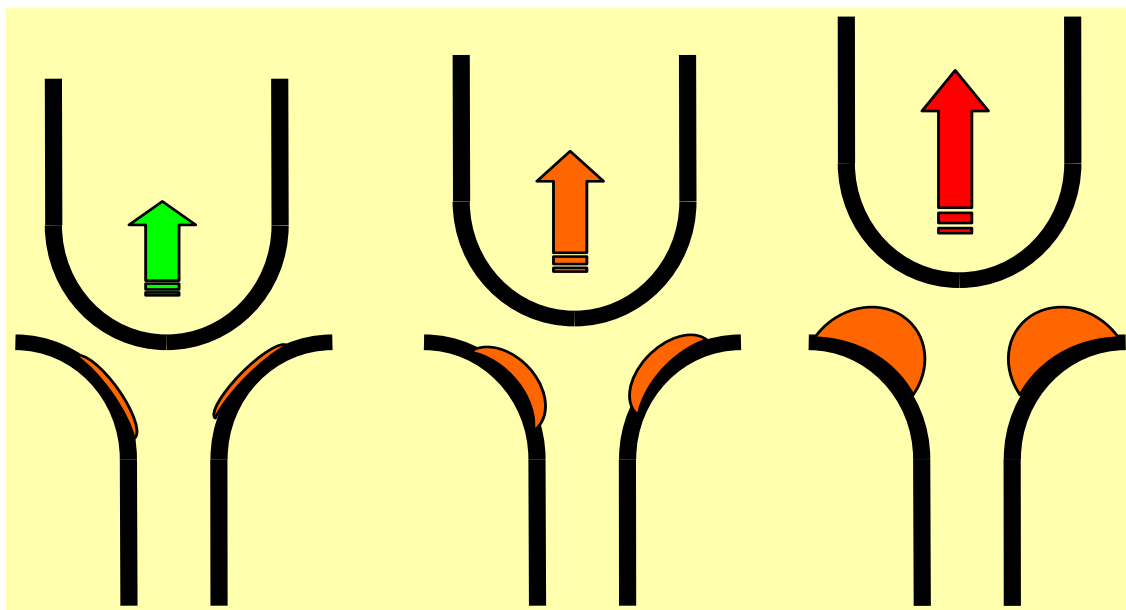


Рисунок 5.4 – Схема утворення (накопичення) відкладень і зміни положення стопора під час розливання

У міру накопичення відкладень позиція стопора змінюється (він піднімається вгору), що забезпечує необхідну витрату сталі. Якщо в цьому випадку відбувається відрив частини відкладень, які скупчилися, у метал, то витрата сталі миттєво збільшується, що призводить до підвищення рівня металу в кристалізаторі.

Тим часом збудження рівня металу такого роду досить легко відслідковуються завдяки відповідним електричним сигналам, що надходять на пульт керування (рис. 5.5).

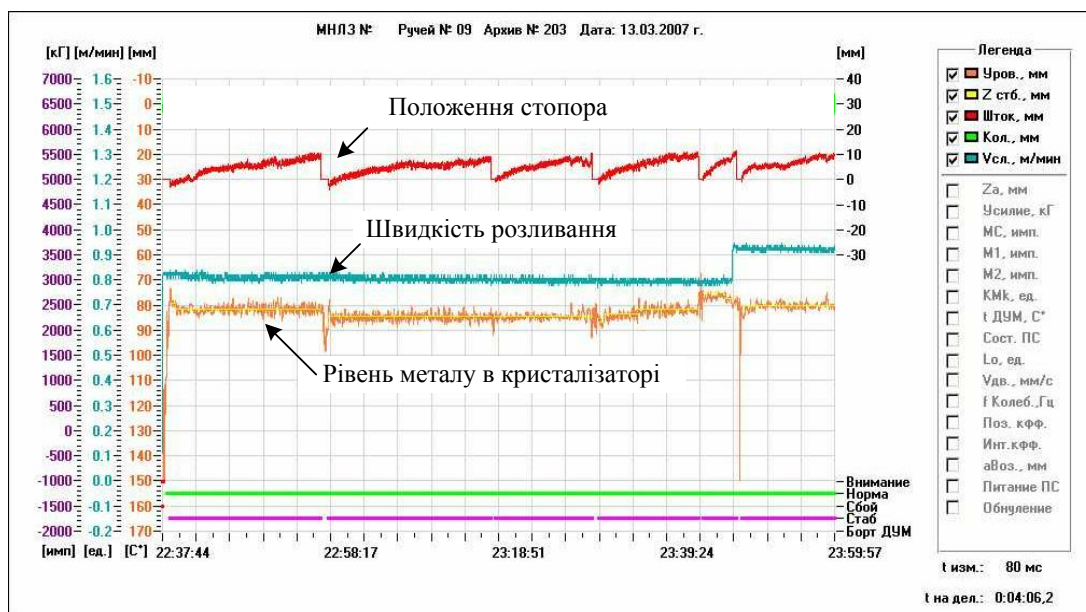


Рисунок 5.5 – Зміна положення стопора, швидкості розливання й рівня металу в кристалізаторі внаслідок накопичення відкладень корунду

Збудження, які періодично виникають, пов'язані з проявом ефекту випинання заготовки, гістерезисом (запізнюванням) спрацьовування стопорного механізму й з утворенням хвиль на поверхні металу в кристалізаторі.

Хвилі на поверхні металу в кристалізаторі найбільш яскраво проявляються у випадку розливання широких слябів з високою швидкістю. Частота таких коливань становить 0,7-1,2 Гц. При цьому менші значення частоти відносяться до бі-

льшої ширини кристалізатора. У деяких випадках ці хвильові збудження настільки підсилюються, що можуть розладнати систему автоматичного контролю рівня й призвести до сплесків металу або проривів. Так, хвилі можуть підсилюватися за зміни ширини сляба в процесі розливання, а також під час заростання вихідних отворів заглибного стакану й зміни швидкості витікання з них сталі.

Наявність різних джерел збуджень вимагає системного аналізу й відпрацьовування керувального імпульсу, що визначає положення стопора й швидкість розливання (для безстопорного розливання).

Показник точності дозування потоку сталі в системі «стопор – стакан-дозатор» багато в чому залежить від функціональних можливостей привода механізму положення стопора. Тому конструкції механізму переміщення стопора (рис. 5.6) і його приводу приділяється велика увага.

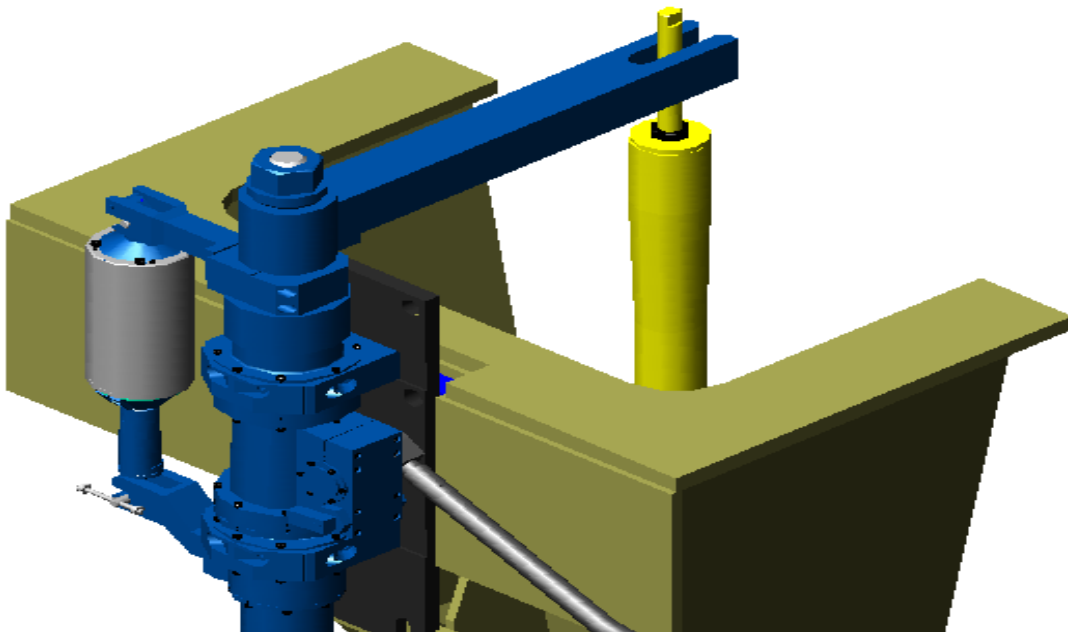


Рисунок 5.6 – Схема системи, що забезпечує оперативну зміну положення стопора

Це, насамперед, стосується точності функціонування механізму регулювання положення стопора і його інерційно-

сті. У наш час перевага віддається стопорним механізмам з електромеханічним приводом.

Типовими показниками роботи системи дозування сталі є значення витрати в межах 0,3-1,0 л/с·мм, що забезпечує регулювання в межах ходу стопора від 10 до 20 мм. Тобто, точність положення стопора, більша, ніж 0,1 мм (1% від повного ходу), обов'язково потрібна для задовільної гарантованої роботи виконавчого механізму його приводу.

5.2 Система прогнозування й запобігання проривів твердої скоринки

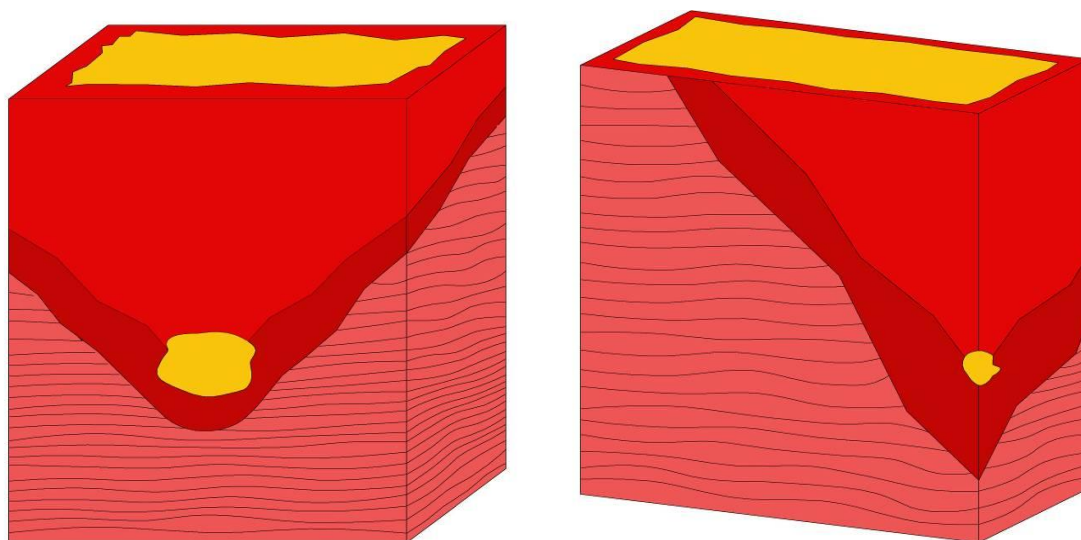
Прорив металу під кристалізатором МБЛЗ є технологічною ситуацією, яка трапляється найбільш часто й супроводжується аваріями, серйозними втратами продуктивності машини й погіршенням якості заготовки. Імовірність утворення проривів зростає з підвищенням швидкості розливання й за відхилення режимів лиття від номінальних.

Для запобігання проривам необхідно за можливості на більш ранній стадії отримати інформацію про можливі виникнення прориву. Прийнято вважати, що основною причиною проривів заготовки під кристалізатором є прилипання деякої частини твердої скоринки до його стінки (рис. 5.7).

Крім того, прориви можуть мати місце під час порушень технологічних операцій у процесі заміни промковша й на старті (на початку) розливання, за надмірних коливань рівня металу в кристалізаторі, різкої зміни швидкості витягання заготовки, неправильно обраної або некондиційної ШУС, недостатньої конусності кристалізатора й інтенсивності охолодження в ньому, недостатньої розкисленості сталі, підвищеного вмісту водню й ін.

Прилипання скоринки відбувається безпосередньо під дзеркалом металу, оскільки скоринка в цій зоні тонка й неміцна. Крім того розплавлений шар ШУС, що виконує функцію змащення, у цій зоні ще не досить добре розподіляється по поверхні контакту.

Відповідно, частина твердої скоринки контактує безпосередньо з поверхнею кристалізатора, що підвищує силу тертя на цій ділянці. Це призводить до появи відкритої тріщини (рис. 5.7 а) під місцем прилипання, яка все більше відкривається з кожним циклом хитання.



а)

б)

Рисунок 5.7 – Схема утворення прориву в кристалізаторі слябової МБЛЗ: по грані (а) і по куту (б)

Принцип виявлення моменту прориву скоринки в кристалізаторі ґрунтується на вимірі температури внутрішньої поверхні мідних стінок кристалізатора у двох рівнях за допомогою спеціальних термопар (рис. 5.8 а). Кількість і розташування термопар залежить від конфігурації кристалізатора й максимальної швидкості розливання.

Робота системи запобігання проривів базується на порівнянні показників величини різниці температур від двох термопар, розташованих одна під одною. При цьому температура поверхні заготовки в області розриву скоринки трохи (рис. 5.8 б) вища, ніж у прилеглих зонах, що провокує виникнення й розвиток тріщин у твердій скоринці. Відповідно розширення зони підвищеної температури система розглядає як

прилипання твердої скоринки й виникнення небезпеки прориву під кристалізатором.

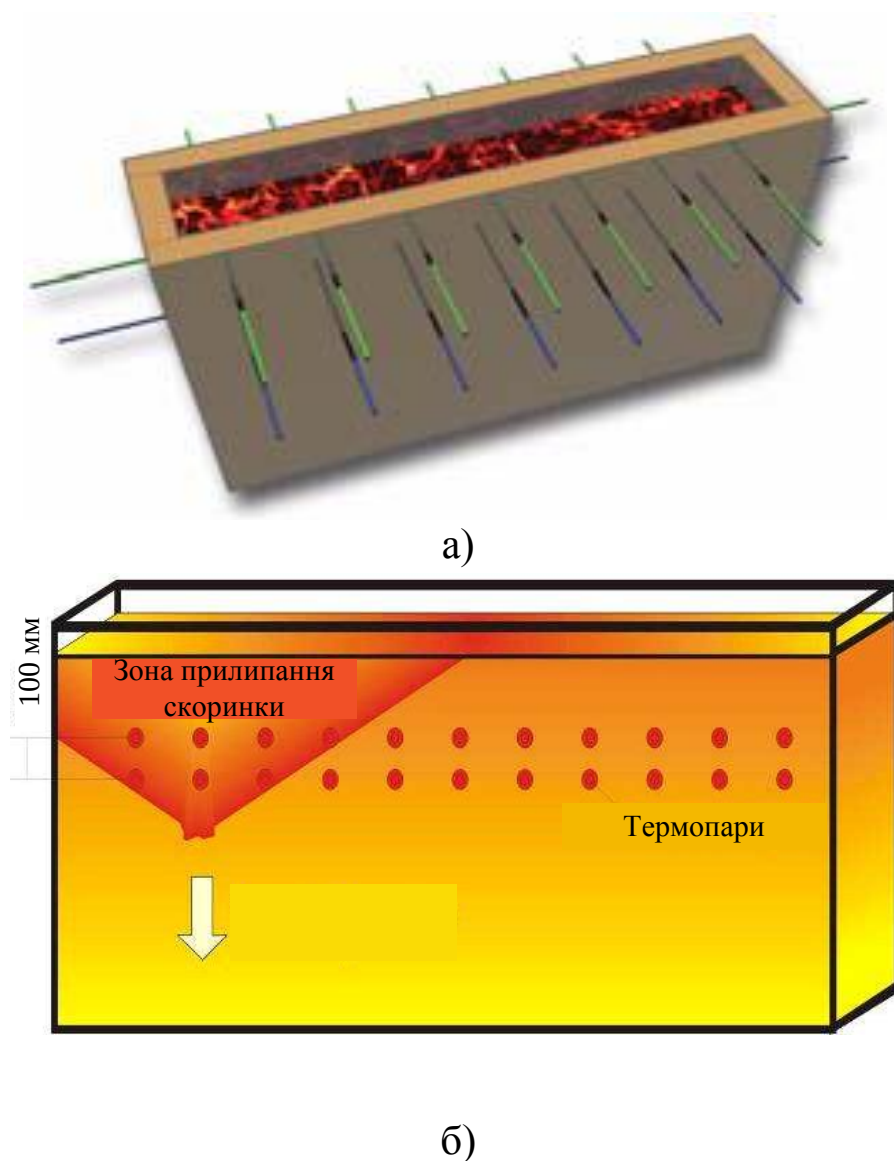


Рисунок 5.8 – Схема розташування термопар у стінках кристалізатора (а) та індикації прилипання (прориву) скоринки (б)

Характерна ситуація зі зміною величини температури під час виникнення прилипання подана на рисунку 5.9. Протягом нормального режиму роботи показники термопар залишаються стабільними (етап І). При цьому величина температури для верхньої термопар вища, ніж для нижньої. Початковий момент появи точки прилипання (етап ІІ) фактично

ніяк не відбивається на показниках термопар. Під час підходу дефекту (прориву) скоринки до верхньої термопари відбувається значне підвищення температури, яка фіксується верхньою термопарою (етап III). При цьому показники нижньої термопари залишаються незмінними.

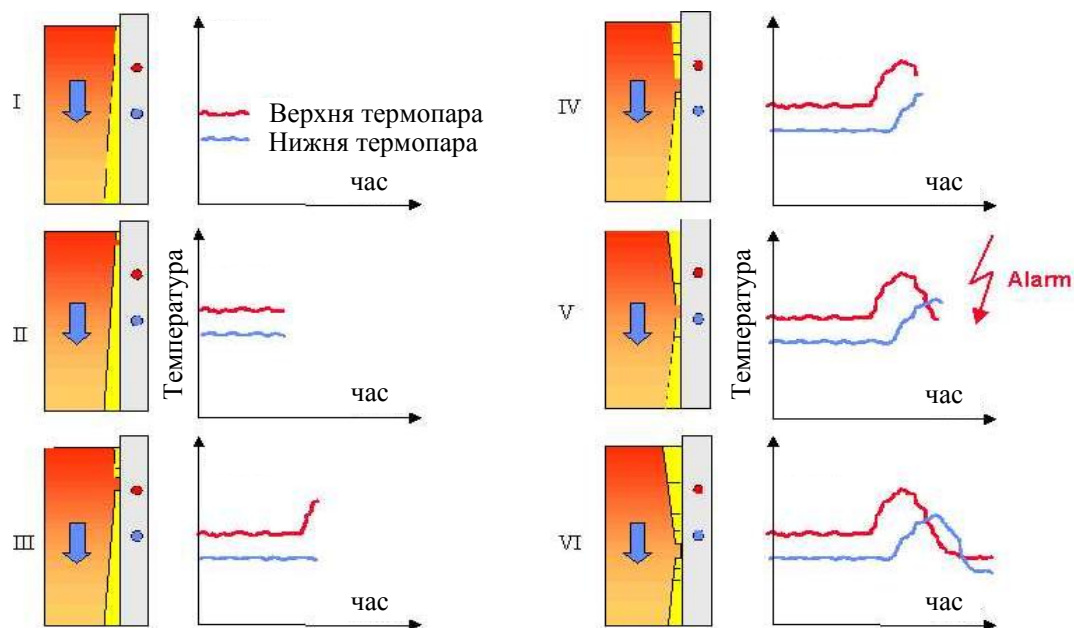


Рисунок 5.9 – Динаміка зміни температури стінки під час виникнення прилипання

Далі місце дефекту відходить від верхньої термопари й підходить до нижньої (етап IV) зі швидкістю витягання заготовки, що відповідає проходженню максимуму температури верхньою термопарою й підвищенню температури, яка фіксується нижньою термопарою.

У міру проходження місцем дефекту нижньої термопари відбувається падіння величини температури, яка фіксується верхньою термопарою, до номінальної величини (до збудження), а для нижньої термопари спостерігається зростання величини температури до максимального значення (етап V). Після проходження дефектом положення нижньої термопари її показники також виходять на номінальний рівень.

Отримані з термопар дані за допомогою комп'ютерної обробки дозволяють уявити картину розподілу температури по поверхні заготовки в динаміці в режимі поточного часу. У випадку виявлення критичної ситуації (прориву скоринки) на якийсь час знижується швидкість витягання заготовки, що дозволяє залікувати місце прориву.

Для індикації критичної ситуації автоматична система прогнозування проривів використовує певну сукупність критеріїв, що дозволяють робити висновки про динаміку розвитку негативних явищ, пов'язаних із прилипанням скоринки. Наприклад, розширення зони прилипання скоринки (зниженої температури) є вихідною інформацією для зниження швидкості витягання заготовки або повної зупинки машини. У випадку, якщо динаміка зміни температур у деякій ідентифікованій зоні має схильність до утворення прориву (наприклад, тріщини у твердій скоринці заготовки), то система керування сповіщає про це оператора МБЛЗ й рекомендує йому виконати операцію зниження швидкості витягання заготовки (або ця операція виконується в автоматичному режимі). Зниження швидкості витягання заготовки дозволяє залікувати прорив і надати скоринці необхідної міцності.

Між цим навіть за зниження швидкості розливання на поверхні сляба залишаються ділянки, уражені поверхневими й підповерхневими складками й тріщинами (рис. 5.10), які розглядаються як брак готової продукції й вимагають або вогневого зачищення, або вирізання зі сляба.

В остаточному підсумку, будь-яке гальмування МБЛЗ варто розглядати як чинник, що знижує її продуктивність і вимагає додаткових заходів щодо видалення виниклих дефектів заготовки.

Головне вікно, яке бачить оператор МБЛЗ на екрані монітора під час роботи системи запобігання проривів, зображено на рисунку 5.11. На практиці така система запобігання проривів забезпечує зниження аварійних ситуацій, пов'язаних із проривом металу під кристалізатором у кілька разів.



Рисунок 5.10 – Фотографія поверхні сляба з явно вираженим поверхневим дефектом, пов'язаним з проривом скоринки в кристалізаторі

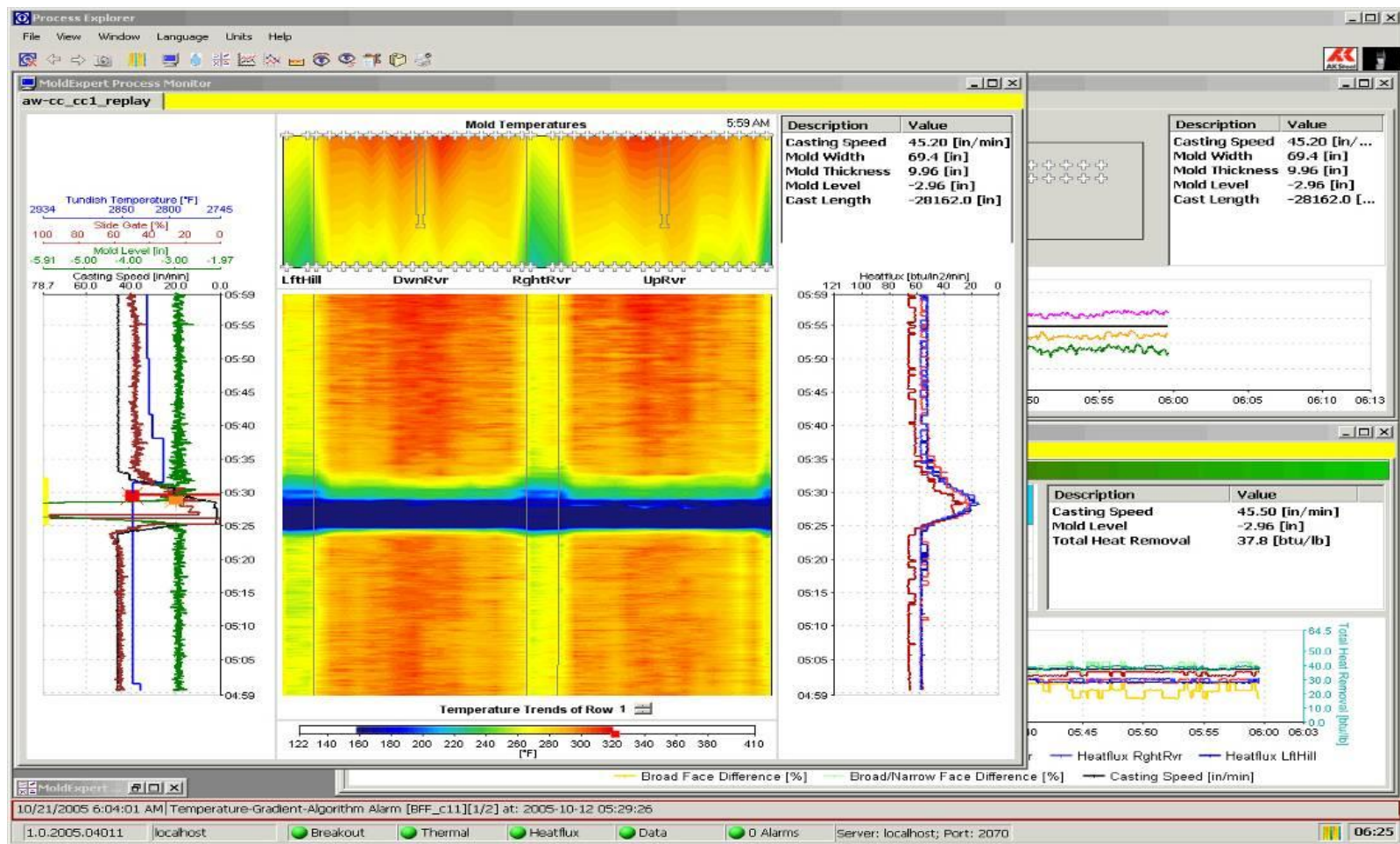


Рисунок 5.11 – Вікно монітора оператора МБЛЗ під час передавання інформації про можливості прорив

5.3 Система динамічного супроводу заготовки за температурою

Для забезпечення стабільності процесу розливання актуальним завданням є корекція інтенсивності охолодження заготовки безпосередньо в ЗВО.

За практичної реалізації це завдання передбачає створення оперативної системи керування режимами охолодження заготовки, що враховує динамічні зміни, які відбуваються, у технології лиття в режимі поточного часу.

У практиці керування процесами затвердіння безперервнолитої заготовки відомі два основних підходи: пропорційно-швидкісний і динамічний режими керування. Пропорційно-швидкісний режим керування є найпоширенішим для відносно старих МБЛЗ. Він ґрунтується на використанні табличних даних зміни витрати води залежно від швидкості розливання. При цьому зміна витрати води відбувається одночасно у всіх секціях ЗВО синхронно зі зміною реальної швидкості розливання. Технологічна база табличних даних або керувальних рівнянь складається для всього сортаменту розливаної продукції з урахуванням розмірних чинників, хімічного складу й температур сталі. Швидкісний режим керування дозволяє досить точно підтримувати необхідний температурний профіль за стаціонарного режиму розливання. Оскільки під час безперервного розливання перехідні режими (зміна швидкості) є невід'ємною частиною технологічного процесу, то в ході розливання з'являються переохолоджені або перегріті ділянки сляба. Це варто пов'язувати з одночасною зміною витрати охолоджувача у всіх секціях. В остаточному підсумку це негативно впливає на якість продукції.

Динамічний режим керування охолодженням заготовки широко використовується в сучасних високопродуктивних МБЛЗ. Його призначення – звести до мінімуму негативний вплив перехідних процесів, які впливають на температурний профіль безперервнолитої заготовки. У металургійній практиці відомі різні підходи до концепції алгоритму динамічної системи керування. Базовим параметром для всіх алгоритмів

є контроль за так званою середньою швидкістю охолодження різних перерізів сляба вздовж технологічної осі заготовки й монотонна зміна витрат води автономно по секціях відповідно до значень середньої швидкості (рис. 5.12).

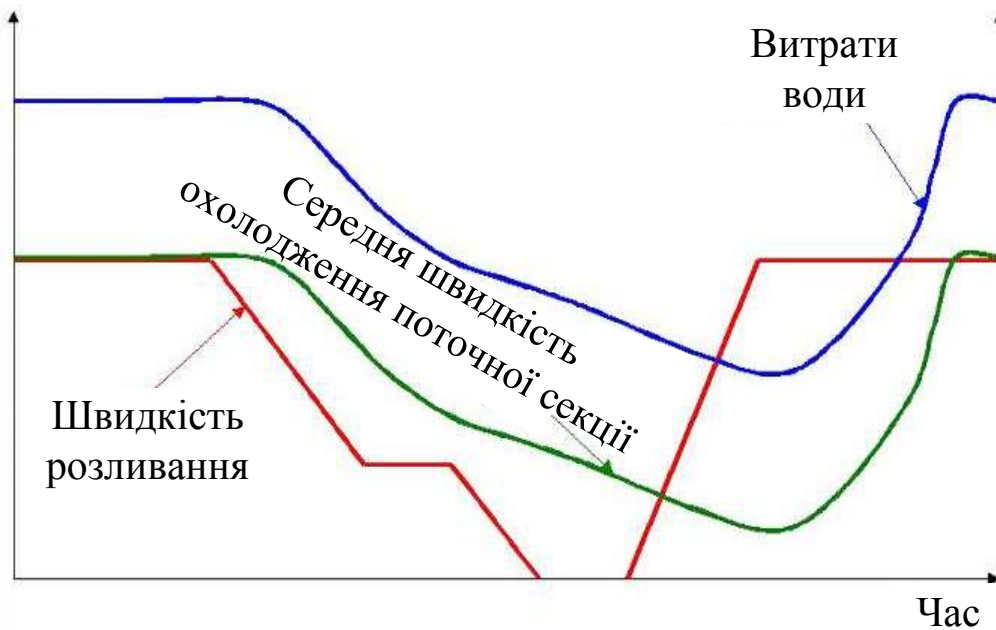


Рисунок 5.12 – Динамічна модель зміни витрати охолоджувача за зміни швидкості витягання заготовки

Технологічна база даних, використовувана для реалізації алгоритму, являє собою керувальні рівняння, отримані на основі математичної моделі, що описує процеси затвердіння заготовки.

Середня швидкість руху заготовки v_{cp} оцінюється в середній точці кожної секції зони вторинного охолодження. Для того, щоб на початку розливання визначити цю швидкість для кожної секції, необхідно відстань від початку секції до її середини поділити на цілу кількість ділянок довжиною Δl_s (s – номер секції ЗВО)

$$\Delta l_s = \frac{l_s}{2 \cdot n_s},$$

де l_s – довжина s-ої секції ЗВО;
 Δl_s – довжина ділянки першої зони;
 n_s – ціле число, певне для кожної секції.

Після включення механізму витягування зливка система починає спостереження за його переміщенням, тобто розраховується (фіксується) загальна довжина переміщення торця зливка L . Також фіксується загальний час після початку розливання T й час проходження зливком ділянок секції Δt_s (у цьому випадку – кристалізатора). З цього моменту на кожному циклі опитування переміщення контролюється виконання умови $L \geq l_{(кр)}$.

За досягнення головною частиною зливка нижньої крайки кристалізатора $L \geq l_{(кр)}$ починається формування усередненої середньої швидкості для першої секції ЗВО. Формування здійснюється відповідно часу проходження зливком Δt_s поточної ділянки секції Δl_s . Час Δt_s під час переходу із кристалізатора в першу секцію дорівнює часу проходження зливком відстані $l_{(кр)}$. З урахуванням дискретизації опитування датчика переміщення (швидкості) розраховується час проходження зливком кристалізатора за формулою

$$t_s = t_{кр} = T - \frac{L - l_{(кр)}}{v_{мит}},$$

де $v_{мит}$ – значення миттєвої швидкості розливання, зафіксоване за останній такт до події.

Для розрахунку усередненої швидкості для першої секції використовується наступне рівняння

$$v_{cp}(1) = \frac{l_s}{t_s},$$

де $l_s = l_{кр} = l_{н1}$ – відстань від меніска металу в кристалізаторі до торця зливка, якщо він не дійшов до середини секції;

$t_s = t_{кр}$ – час переміщення торця зливка від меніска до початку першої зони (виходу з кристалізатора).

Таким чином, за усередненою швидкістю для першої секції v_{cp} задається витрата води в цій секції. Для всіх інших секцій витрата води залишається незмінною.

Після того, як зливкок досяг початку першої секції, тобто виконалася умова $L \geq l(кр)$, на кожному циклі опитування датчика переміщення оцінюється положення початку зливка відносно середини першої секції зони вторинного охолодження $L \geq l_c(1)$. Якщо ця умова не виконується, то необхідно відслідковувати переміщення торця зливка на відстань, що дорівнює ділянці першої секції Δl_1 . При цьому необхідно також розраховувати час переміщення зливка по секції на відстань Δl_1 .

Час проходження ділянки секції визначається за формулою

$$\Delta t_s = n \cdot \Delta \tau,$$

де $\Delta \tau$ – дискретність опитування датчика швидкості, с;

$\Delta t_s = \Delta t_1$ – час проходження зливком першої секції Δl_1 ;

n – номер циклу опитування датчика швидкості, починаючи з якого виконується умова

$$\sum_{j=1}^n \Delta \tau \cdot v_j \geq \Delta l(s),$$

де v_j – миттєве значення швидкості розливання за j -того опитування;

$\Delta l(s) = \Delta l(1)$ – довжина ділянки першої секції.

З огляду на дискретність опитування датчика швидкості необхідно корегувати значення Δt_s . З урахуванням корекції формула розрахунку часу має вигляд

$$\Delta t_s = n \cdot \Delta \tau - \frac{\sum_{j=1}^n \Delta \tau \cdot v_j - \Delta l(s)}{v_j},$$

де $\Delta l(s) = \Delta l(1)$; $\Delta t_s = \Delta t_1$.

Для отриманої величини Δt_s розраховується усереднена швидкість для першої секції

$$v_{cp}(1) = \frac{l_s}{\Delta t(s)},$$

де $l_s = l_{kp} + \Delta l_1 = L$;

$\Delta t(s) = \Delta t(1) = \Delta t(1) + \Delta t_1$.

Після корегування швидкості й наступного переміщення зливка на відстань Δl_1 здійснюється повернення до перевірки умови досягнення торцем зливка середини першої секції. Цикл повторюється доти, доки не виконається ця умова досягнення зливком середини секції.

Після того, як головна частина зливка досягла середини першої секції $L = l_c(1)$, середня швидкість визначається за наступною формулою

$$v_{cp}(1) = \frac{l_s}{\Delta t(s)} = \frac{l_c(1)}{\Delta t(1)}.$$

Після проходження початком зливка середини першої секції $L > l_c(1)$, під час кожного переміщення зливка на відстань ділянки секції виконується перерахунок середньої швидкості. Оскільки розрахунок заданої витрати води в секції ЗВО виконується для середини зони, то подальше переміщення початку зливка по секції не впливає на значення l_s . Після досягнення зливком середини секції це значення необхідно розраховувати за формулою

$$l_s = l_c(s).$$

У свою чергу значення часу проходження зливком від меніска до середини секції $\Delta t(s)$ буде змінюватися за зміни швидкості витягання заготовки. Для корегування часу проходження зливком цієї ділянки в алгоритмі визначається проміжок часу, за який зливком пройде відстань Δl_s , рухаючись зі швидкістю $v_{cp}(s)$

$$\Delta t^* = \frac{\Delta l_s}{v_{cp}(s)}.$$

Після виконання цієї операції визначається різниця між фактичним часом проходження зливком відстані Δl_s і розрахованим за попередньою формулою

$$\Delta t^{**} = \Delta t_s - \Delta t^*.$$

Після можливої фільтрації значення розраховується середня швидкість з урахуванням зміни поточного значення часу

$$\Delta t(s) = \Delta t(s) + \Delta t^{**}.$$

Після корегування середньої швидкості розливання цикл алгоритму повторюється.

Після того, як початок зливка досягне границі наступної секції, розрахунок середньої швидкості для нової секції повторюється аналогічно розрахунку, описаному для переходу заготовки з кристалізатора в першу зону. Різниця полягає тільки у виборі кроку переміщення зливка Δl_s . Корегування середньої швидкості для попередніх зон також здійснюється з кроком переміщення відповідної секції, у якій у цей момент перебуває початок зливка.

Ефективна робота системи динамічного керування охолодженням заготовки забезпечується математичною моделлю затвердіння, що дозволяє розраховувати параметри охолодження заготовки й оцінювати кількість поданої води на кожну конкретну ділянку. У цьому випадку досить важливим елементом керування є водоповітряні форсунки й оптимальна схема їхнього розташування уздовж поверхні заготовки.

Для опису процесів теплоперенесення усередині заготовки використовується рівняння, що відбиває енергетичний баланс у системі

$$\rho C_{\text{эф}} V_c \frac{\partial T}{\partial z} = \frac{\partial}{\partial x} \left(\lambda \frac{\partial T}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(\lambda \frac{\partial T}{\partial y} \right),$$

де T – температура, $^{\circ}\text{C}$;

x, y, z – просторові координати, м ;

V_c – швидкість витягування заготовки, м/с;

ρ – щільність сталі, кг/м^3 ;

λ – теплопровідність сталі, $\text{Дж}/(\text{м} \cdot \text{К} \cdot \text{с})$;

$C_{\text{эф}}$ – ефективний коефіцієнт теплопровідності, який визначається за формулою

$$C_{\text{эф}} = C + L \frac{df_s}{dT},$$

де C – питома теплоємність сталі, $\text{Дж}/(\text{кг} \cdot \text{К})$;

L – питома теплота кристалізації, Дж/кг ;

f_s – доля твердої фази.

Наведене рівняння справедливе за припущення, що поширення тепла в напрямку аксіальної координати Z відбувається, головним чином, за рахунок руху заготовки зі швидкістю V_c . Що ж стосується гідродинамічних процесів у рідкій фазі, які призводять до конвективного теплообміну в рідкій лунці заготовки, то вони, зазвичай, ураховуються в неявному вигляді шляхом введення відповідних поправок до коефіцієнта теплопровідності λ у цій області. Крім того, у розрахунках урахову-

ється залежність теплофізичних параметрів заготовки від температури: у відповідних модулях програми вони визначаються за емпіричними залежностями. Для відомого поля температур виконується розрахунок частки твердої фази в кожній точці заготовки за моделлю квазірівноважної двофазної зони

$$f_s = 1 - \left(\frac{T_0 - T}{T_0 - T_L} \right)^{-1/(1-k)},$$

де k – рівноважний коефіцієнт розподілу домішки;
 T_0 – початкова температура розплаву (у перерізі меніска);
 T_L – температура-ліквідус.

На поверхні заготовки задаються граничні умови, що відображають відповідні умови охолодження. На верхній межі заготовки (меніск) передбачається постійне значення температури протягом усього періоду розливання. Ця умова справедлива у випадку відсутності теплових втрат з поверхні меніска, що можливо, коли забезпечено хорошу теплоізоляцію. На бічних гранях задається зв'язок температури поверхні заготовки із щільністю теплового потоку за законом Фур'є.

Значення щільності теплового потоку q в загальному випадку визначається з урахуванням трьох основних механізмів теплоперенесення – кондуктивного, конвективного й радіаційного

$$\begin{aligned} q &= q_{\text{конд}} + q_{\text{конв}} + q_{\text{рад}} = \\ &= q_{\text{конд}} + \alpha(T_{\text{нов}} - T_{\text{ох}}) + \sigma\varepsilon(T_{\text{нов}}^4 - T_{\text{ох}}^4), \end{aligned}$$

де $q_{\text{конд}}$ – значення частки теплового потоку, що відводить теплопровідність (за контакту заготовки з конструктивними елементами МБЛЗ, зокрема, роликами; визначається за емпіричними даними);

α – локальний коефіцієнт тепловіддачі (за безпосереднього контакту заготовки з охолоджувальним середовищем у ЗВО і на ділянці повітряного охолодження), або теплопере-

дачі (за контакту з охолоджувачем через розділювальну стінку в кристалізаторі), Вт/(м² °С);

$T_{нов}$ і $T_{ох}$ – температури поверхні заготовки й охолоджувального середовища, °С;

σ – константа Стефана-Больцмана;

ε – випромінювальна здатність поверхні заготовки за радіаційного теплообміну.

На рисунку 5.13 як приклад наведені розрахункові дані розподілу температур і частки твердої фази в поздовжньому перерізі сляба розміром 250×1500 мм за швидкості витягання заготовки 1 м/хв.

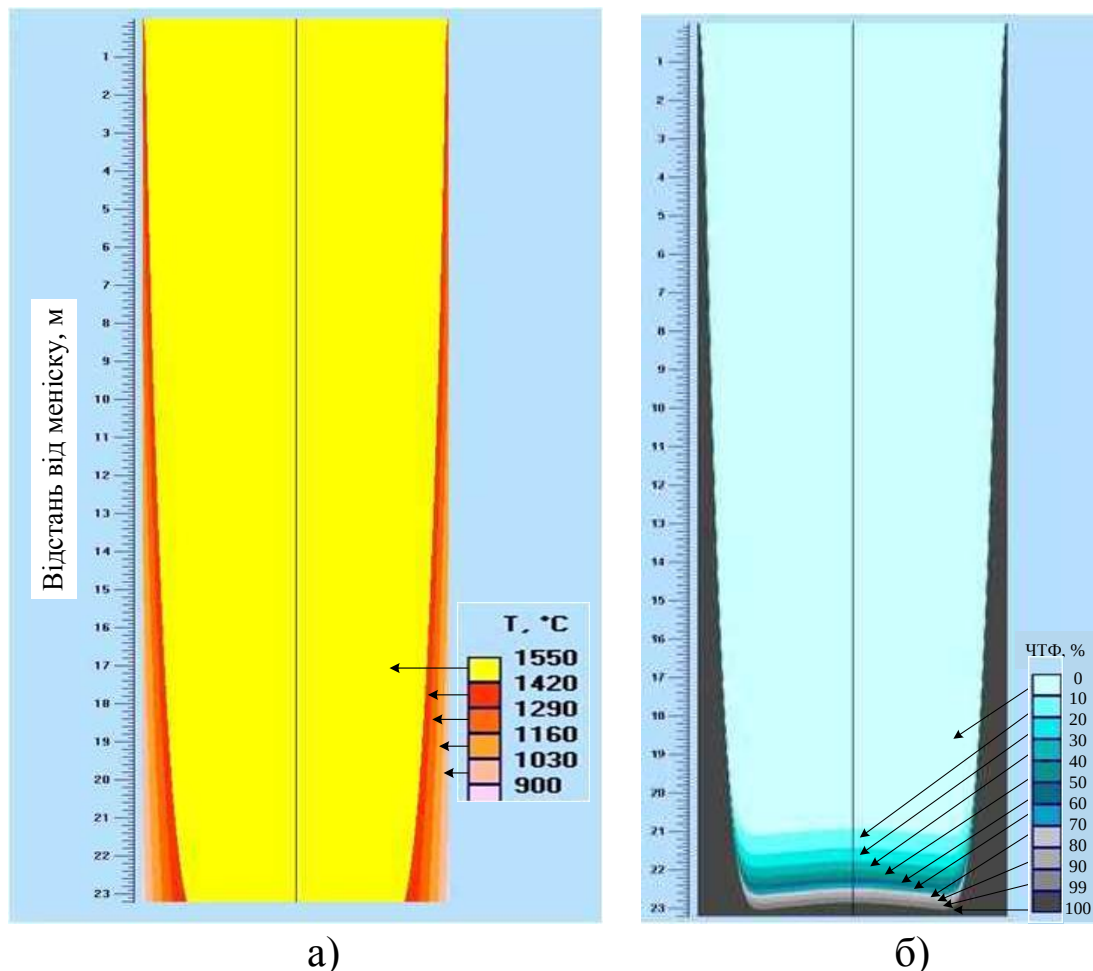


Рисунок 5.13 – Розподіл температур (а) і частки твердої фази (б) для поздовжнього перерізу сляба, отримані на математичній моделі

Контрольні запитання

1. Чим відрізняються системи автоматичного керування (САУ) від автоматизованих (комп'ютеризованих) систем керування (КСУ)?
2. Назвіть основні КСУ процесом лиття.
3. Охарактеризуйте принцип роботи системи контролю рівня металу в кристалізаторі й збуджувальні чинники, які діють на цю систему.
4. Опишіть особливості розміщення елементів системи контролю рівня для розливання різних типорозмірів заготовок.
5. Яким чином робота системи дозування сталі впливає на коливання рівня металу в кристалізаторі?
6. Назвіть основні причини утворення прориву металу під кристалізатором.
7. Чому й у якій частині кристалізатора відбувається прилипання скоринки заготовки до його поверхні?
8. Розкрийте сутність механізму виникнення прориву металу під кристалізатором у результаті прилипання скоринки до його поверхні й заходів його попередження.
9. На чому ґрунтується принцип виявлення моменту прориву скоринки в кристалізаторі?
10. Опишіть сутність роботи системи запобігання проривів і її ефективність. Яким чином фіксується ситуація утворення прориву?
11. Назвіть методи керування процесами затвердіння безперервнолитої заготовки.
12. Розкрийте сутність, переваги й недоліки пропорційно-швидкісного й динамічного методів керування процесами затвердіння.
13. Який з методів керування процесами затвердіння безперервнолитої заготовки є найбільш прогресивним?
14. Назвіть три основні механізми теплоперенесення, які визначають значення щільності теплового потоку під час затвердіння.

6 СУЧАСНІ МБЛЗ ДЛЯ ВИРОБНИЦТВА РІЗНИХ ВИДІВ МЕТАЛОПРОДУКЦІЇ

В останні два десятиліття спостерігається значний прогрес у конструкційному оснащенні й технологічному оформленні машин безперервного лиття заготовок. Це розширило кількість типів МБЛЗ й дозволило адаптувати процес безперервного лиття до різних технологічних побудов і видів продукції, які в максимальному ступені враховують кон'юнктуру ринку.

За цей час номінальна продуктивність типових слябових і сортових МБЛЗ зросла, принаймні, у 2-2,5 раза. Це створило передумови для зменшення кількості струмків МБЛЗ і скорочення обслувної інфраструктури. При цьому розмір капітальних вкладень під час будування МБЛЗ зріс у значно меншому ступені, чим її продуктивність. Це означає зменшення реальних інвестицій на тонну розливоної сталі.

6.1 Технологічні комплекси й МБЛЗ для виробництва сортових заготовок

У стандартах більшості країн світу під сортовою заготовкою (*billet*) мається на увазі квадратна (або близька до квадрата) заготовка з перерізом, зазвичай, від 100×100 мм до 160×160 мм. Крім того, до сортових заготовок належить кругла заготовка діаметром від 100 до 180 мм.

Пряме отримання сортової заготовки забезпечує істотні технологічні переваги металургійному підприємству, оскільки вилучає з технологічного циклу групу обтискних і крупносортових станів, забезпечуючи тим самим істотний енергоощадний ефект. На рисунку 6.1 подано схематичне порівняння технологічного ланцюжка процесів одержання довгомірної металопродукції з безперервнолитих блюма й сортової заготовки.

Світове виробництво сортової безперервнолитої заготовки в наш час оцінюється на рівні 260-280 млн. т за рік, і воно постійно зростає. Сортіві МБЛЗ встановлюються як у конвертерних, так і в електросталеплавильних цехах. Однак, максимальне застосування сортіві МБЛЗ знайшли, насамперед, у технологічних побудовах типу міні-завод.

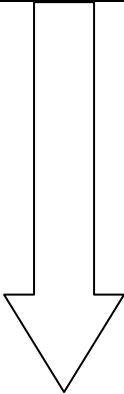
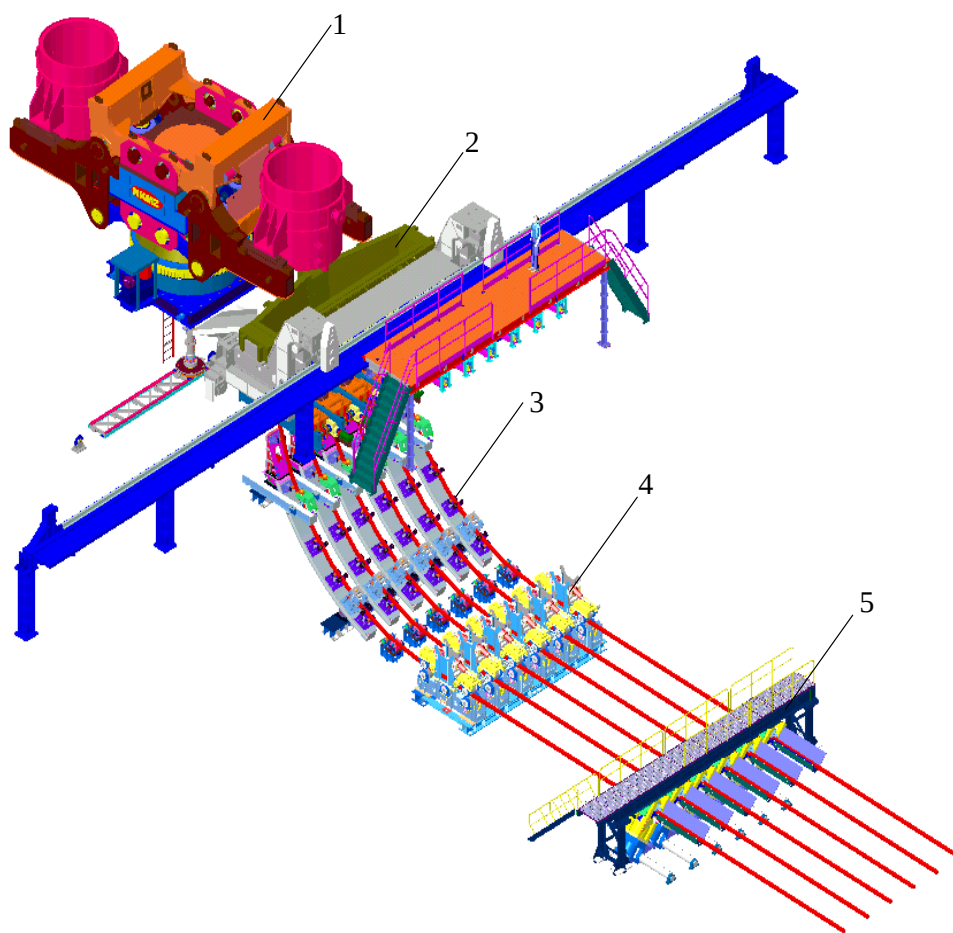
ТЕХНОЛОГІЧНІ ЕТАПИ	
БЛЮМ	СОРТОВА ЗАГОТОВКА
Відносно просте доведення сталі в ковші	Комплексна позапічна обробка металу
Безперервне розливання на блюмовій МБЛЗ	Безперервне розливання на високошвидкісній сортовій МБЛЗ
Контроль якості поверхні	
Видалення поверхневих дефектів (обдирання, зачищення й т.п.)	
Нагрівання перед прокаткою	
Прокатка до перерізу сортової заготовки	
Охолодження заготовки	
Контроль якості поверхні	
Видалення поверхневих дефектів (зачищення й т.п.)	
Нагрівання перед прокаткою	Нагрівання перед прокаткою
Прокатка до готової продукції	Прокатка до готової продукції
Остаточний контроль якості продукції	Остаточний контроль якості продукції
Маркування, упакування, відвантаження	Маркування, упакування, відвантаження

Рисунок 6.1 – Порівняльна схема технологічного ланцюжка отримання довгомірної металопродукції з безперервнолитих блюма й сортової заготовки

В Україні високопродуктивні сортові МБЛЗ успішно експлуатуються в ТОВ «Донецький електрометалургійний завод», ВАТ «Єнакіївський металургійний завод», ТОВ «Електросталь» (м.Курахово), ВАТ «Дніпровський металургійний комбінат» (усього 5 машин і 28 струмків). Виробничий потенціал цих МБЛЗ забезпечує розливання понад 5 млн. т сталі за рік.

У конструкційному плані машини для розливання на сортові заготовки являють собою, головним чином, радіальні МБЛЗ, що пов'язано з їхньою простотою й високою функціональністю (рис. 6.2).



1 – поворотний стенд зі сталерозливними ковшами; 2 – промківш;
3 – розливальна дуга і ЗВО; 4 – ТПМ; 5 – ножиці для порізки заготовки

Рисунок 6.2 – Схема сортової МБЛЗ ВАТ «ЄМЗ»
конструкції АТ «Новокраматорський
машинобудівний завод»

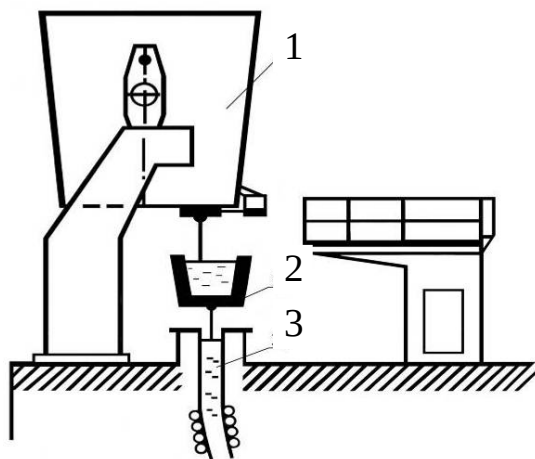
Базовий радіус швидкісних сортових МБЛЗ зазвичай становить 7-9 м. Зона вторинного охолодження має, звичайно, 4-5 секцій, обладнаних форсунками для розбризкування води (для останніх секцій це може бути також водоповітряна суміш). Зазвичай, сортові машини забезпечують розливання квадратної заготовки декількох перерізів зі стороною в діапазоні 100-150 мм. У низці випадків сортові машини охоплюють більш широкий спектр перерізів, у тому числі й дозволяють розливати круглу заготовку діаметром до 180 мм.

В останні півтора десятиліття різко позначилася тенденція використання багатострумкових сортових МБЛЗ із високою (до 6-7 м/хв.) швидкістю розливання, що дозволяє одержувати сортову заготовку в сталеплавильних цехах із плавильними агрегатами високої одиничної продуктивності. Сучасна сортова МБЛЗ забезпечує розливання 200-250 тис. т сталі за рік або 0,45-0,55 т/хв. на струмок. Розливання сталі з підвищеними швидкостями звичайно зумовлюється технологічними обмеженнями тривалості розливання одного ковша великої ємності (60-80 хв.) за фіксованої кількості струмків МБЛЗ.

Для багатострумкових сортових МБЛЗ кількість струмків коливається в межах від 4 до 8 одиниць. При цьому поширення 7-8 струмкових МБЛЗ у світі має все-таки обмежений характер (усього кілька десятків МБЛЗ). Маса рідкого металу в промковші зазвичай становить 4,5-5 т з розрахунку на один струмок.

Найбільш широке промислове поширення для сортових МБЛЗ отримало розливання сталі відкритим струменем (рис. 6.3) через стакан-дозатор суворо регламентованого діаметра.

Відкритим струменем розливають сталі, що не піддаються суворому контролю макроструктури за подальшої прокатки й призначені для отримання металопродукції у вигляді періодичного профілю, кутиків, двотаврів, дроту, арматури й ін.



а)

б)

1 – сталерозливний ківш; 2 – проміжний ківш; 3 – кристалізатор
Рисунок 6.3 – Схема (а) і фотографія (б) розливання сталі на сортовій МБЛЗ відкритим струменем

Більша продуктивність таких сортових МБЛЗ досягається за рахунок високої швидкості витягання заготовки (до 5-6 м/хв.) зумовленої застосуванням багатоступінчастих (параболічних) кристалізаторів, довжина яких становить 1,0-1,1 м. Гільзи кристалізаторів сучасних сортових МБЛЗ являють собою високотехнологічні вироби, які виконуються з високою розмірною точністю, а на їхню робочу поверхню наноситься спеціальне зносостійке покриття на основі хрому, нікелю й ін. металів. Як показує практика, конструкція кристалізатора сучасної сортової машини повинна запобігати можливості жолоблення стінок гільзи в процесі лиття. Це досягається застосуванням гільз із товщиною стінки 14-18 мм для заготовок перерізом від 100×100 мм до 150×150 мм. Останні два десятиліття експлуатації різних гільз показали, що раціональна величина радіуса внутрішніх кутів кристалізатора становить 3-4 мм. При цьому забезпечується мінімальне розтріскування заготовок по кутах.

Для забезпечення мінімальної деформації профілю гільзи кристалізатора рівень наливу металу повинен становити 100-150 мм від її верхнього торця. Більш високий рівень на-

ливу призводить до переміщення зони максимального розширення в більш високі горизонти, що зумовлює сильніше жолоблення гільзи в області кріплення її верхньої частини. За більш низького розташування рівня металу відбувається скорочення часу перебування заготовки в кристалізаторі, що зумовлює корекцію режимів розливання.

Однією з основних проблем, що перешкоджають стабільному розливанню сталі на сортових МБЛЗ протягом тривалого часу, є зношування або заростання внутрішньої порожнини стакан-дозатора проміжного ковша. Ця проблема в значній мірі вирішується шляхом застосування пристрою для швидкої заміни стакан-дозатора.

Основним стратегічним завданням розливання сталі відкритим струменем на сортових МБЛЗ є мінімізація виробничих витрат, що найбільшою мірою може бути реалізована під час розливання довгими й наддовгими серіями з одного промковша. У наш час тривалість серії на сортових МБЛЗ досягає 70-100 ковшів і більше.

У цьому плані найважливішого функціонального значення набуває робота промковша в процесі розливання й, зокрема, стійкість його футеровки. Робочий шар футеровки (товщина 60-80 мм) виконується шляхом торкретування з використанням вогнетривких мас на основі магнезиту. Основними зонами зношування робочого шару футеровки промковша є ділянка, прилегла до місця падіння витічного струменя зі сталерозливального ковша. Крім того, підвищене зношування футеровки промковша спостерігається по всьому периметру шлакового пояса, що пояснюється хімічною активністю покривних шлаків стосовно робочого шару футеровки.

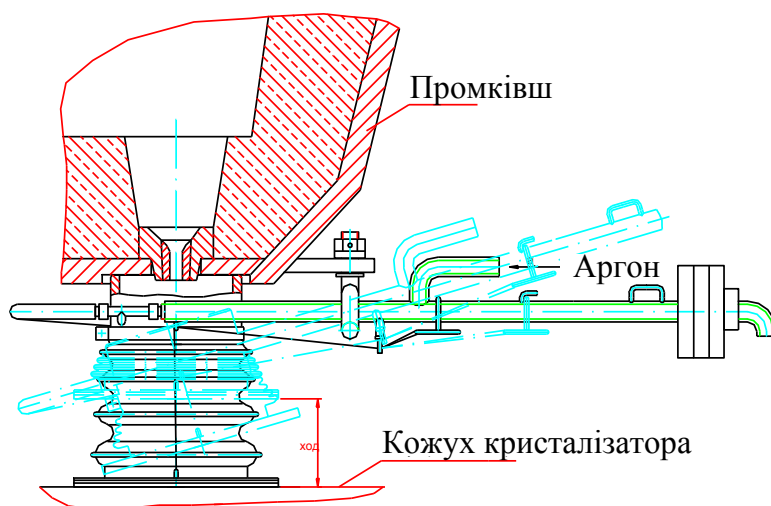
Для зниження негативного впливу на футеровку й погашення енергії витічного струменя зі сталерозливального ковша використовуються спеціальні металоприймачі. При цьому функціями металоприймача є не тільки прийом і гасіння падного струменя металу, але також і спрямування потоків сталі вздовж стінок промковша до дальніх струмків.

Це мінімізує зношування робочого шару й підвищує температурну однорідність сталі в промковші.

При цьому між промковшем і кристалізатором струмінь може бути відкритим або захищеним спеціальними пристосуваннями (наприклад, герметичним сільфоновим ущільненням (рис. 6.3, 6.4)).



а)



б)

Рисунок 6.4 – Фото (а) і схема (б) переливу сталі із промковша в кристалізатор з використанням герметичного сільфона

Більш прогресивною, з погляду забезпечення високого рівня якості заготовки, є схема подачі металу із промковша в кристалізатор за допомогою системи «стопор-моноблок» – «стакан-дозатор» – «заглибний стакан». При цьому струмінь сталі між промковшем і кристалізатором захищається за допомогою спеціально встановлюваного заглибного стакана.

Така схема вимагає спеціальних конструкційних рішень у частині заглибного стакана, які забезпечують вільний простір (20-30 мм) між зовнішньою поверхнею заглибного стакана й стінками кристалізатора. Крім того, використання заглибного стакана практично виключає можливість розливання довгими серіями через неможливість його заміни в результаті зношування. Тому розливання сталі закритим струменем на сортових МБЛЗ застосовується в наш час у тому випадку, коли йдеться про якісні низьколеговані й леговані сталі.

Розливаючи з високими швидкостями, необхідно також дотримуватися певних вимог відносно режимів хитання кристалізатора, що забезпечує підвищення якості поверхні заготовки. Відомо, що мінімальні сліди хитання виникають тоді, коли кристалізатор коливається з високою частотою й відносно коротким ходом, щоб забезпечити короткий проміжок часу періоду випередження (або проковзування). На практиці оптимальне значення цього проміжку часу у випадку розливання сортової заготовки рекомендується брати на рівні 0,12-0,14 с. При цьому величина амплітуди хитання кристалізатора забезпечується в межах 4-10 мм.

У конструкційному плані найбільшого поширення для сортових МБЛЗ отримали механізми хитання з електромеханічним приводом. Останнім часом відзначається тенденція переоснащення діючих сортових МБЛЗ високої продуктивності механізмами хитання з гідроприводом. Це пов'язано з можливістю розливання сталі з використанням несинусоїдальних режимів хитання, які підвищують якість поверхні заготовки й зменшують імовірність проривів.

У наш час для розливання якісних сталей на високошвидкісних сортових МБЛЗ широко

використовуються електромагнітні мішалки, які забезпечують гальмування струменя сталі, що падає із промковша. Однак застосування цього методу динамічного впливу на рідку сталь варто розглядати як досить дорогий захід, доцільність використання якого повинна визначатися технологічними й економічними міркуваннями в кожному конкретному випадку.

Зона вторинного охолодження сортових МБЛЗ виконується, зазвичай, із чотирьох або п'яти секцій. Щонайменше, три із цих секцій використовують водяну систему охолодження, а інші (нижні) можуть бути як з водяною, так і з водоповітряною системою подачі охолоджувача. Подавання охолодної води на поверхню заготовки здійснюється форсунками із круглим або з овальним факелом.

Порізка заготовок на мірні довжини виконується або спеціальними газовими різаками, або на гідроножицях. Кращими з погляду товарного вигляду заготовки є газові різаки, оскільки вони не деформують профіль заготовки в місці різання.

Після порізки заготовки транспортуються (рис. 6.5) для охолодження на спеціальній ділянці, де передбачається їх обдування повітрям. Розміри ділянки охолодження повинні передбачати можливість охолодження всієї кількості розливаних заготовок, під час роботи в безперервному циклі.

Основні технічні характеристики сучасних сортових МБЛЗ провідних фірм-виробників подано в таблиці 6.1. Узагальнюючи наведені дані, слід зазначити, що сортові МБЛЗ від різних фірм-виробників досить близькі за сукупністю конструкційних і технологічних параметрів.

Подальший прогрес у розливанні сортової заготовки й конструкції МБЛЗ, імовірно, варто очікувати в частині подальшого підвищення питомої продуктивності одного струмка, розширення розливання металу закритим струменем, а також удосконалень конструкції кристалізатора з метою підвищення якості поверхні заготовки.



Рисунок 6.5 – Переміщення безперервнолитої заготовки на ділянці холодильника

Таблиця 6.1 – Основні технічні характеристики сучасних сортових МБЛЗ провідних виробників

Параметр	ЗАТ «Донецький електрометалургійний завод»	ВАТ «Єнакіївський металургійний завод»	ТОВ «Електросталь», м. Курахово	ВАТ «Сєверсталь», м. Череповець	ВАТ «Дніпровський металургійний комбінат»
Виробник устаткування	Danieli	НКМЗ	STB	Techint-Rokop	Siemens-VAI
Рік запуску МБЛЗ	1999	2002	2008	2002	2008
Ємність сталерозливного ковша, т	120	145	60	125	230
Ємність промковша, т	28-30	27-28	15-17	40	32-34
Переріз відливаних заготовок, мм	від 100×100 до 150×150		від 100×100 до 140×140	від 100×100 до 150×150	від 130×130 до 200×200
Довжина заготовок, мм	6000-12000				3500-12000
Швидкість розливання, м/хв.	2,8-5,5	2,5-5,0	3,0-4,5	3-6	3,0-5,6
Радіус машини, м	8	7	8	10	9
Кількість струмків, шт.	6	6	3	6	7
Тип охолодження у ЗВО	Водяне			Водоповітряне	
Кількість секцій ЗВО	4			5	4
Пристрій для поділу заготовок на мірні довжини	МГР	Гідро-ножиці	Машини газового різання (МГР)		
Річний обсяг виробництва, млн. т	1,0	1,2	0,40	1,2	1,7

6.2 МБЛЗ для розливання блюмів і фасонної заготовки

Традиційне виробництво блюмової безперервнолитої заготовки передбачає, що вона буде в подальшому використана для отримання довгомірного прокату, а також викових, які використовуються в різних галузях машинобудування. Відповідно технологічні побудови блюмових МБЛЗ можуть істотно відрізнятися за вимогами, які ставляться до якості продукції й продуктивності машини, а, отже, і перерізу заготовки.

Зазвичай на блюмових МБЛЗ забезпечують отримання заготовки прямокутного або квадратного перерізу з мінімальним розміром сторони понад 180-200 мм. Співвідношення між сторонами, зазвичай, не перевищує 1:1,5. Крім того, з певним ступенем умовності за основними конструктивними ознаками до блюмових МБЛЗ можна віднести машини для отримання круглої заготовки й фасонних балок.

Сучасні блюмові МБЛЗ можна умовно класифікувати наступним чином:

- за призначенням (для розливання рядових і якісних сталей загального призначення, для розливання високоякісних сталей, для розливання сталей спеціального призначення);
- за конструкцією (вертикальна, вертикальна із загином після затвердіння, радіальна, криволінійна);
- за перерізом заготовки (квадрат або прямокутник перерізом 200-280 мм; блюм великого перерізу з мінімальним розміром сторони 300 мм; кругла заготовка діаметром більше 200 мм, фасонна заготовка типу «собача кістка»);
- за кількістю струмків (однострумкові, двострумкові й багатострумкові – 3-6 струмків).

Для розливання рядових і якісних сталей загального призначення використовуються, зазвичай, блюмові МБЛЗ радіального й криволінійного типу. Для МБЛЗ цього класу характерна наявність можливості одержання заготовок декількох перерізів. Причому переріз заготовки визначається, головним чином, вимогами сполучених з ними прокатних цехів. Звичайно до таких блюмових МБЛЗ ставиться умова забезпечен-

ня високої продуктивності. Для виконання цього завдання в практиці багатьох металургійних заводів світу застосовуються багатострумкові машини. Основна частина блюмових МБЛЗ має 2-4 струмки. На частку 6-струмкових машин доводиться близько 1/5 від усієї кількості блюмових струмків МБЛЗ і вони розташовані у великих конвертерних цехах із значною одиничною ємністю плавильних агрегатів. Крім того, застосування багатострумкових МБЛЗ вимагає використання промковшів великої довжини, а також забезпечення підвищених вимог до температурної однорідності сталі й ін.

Для розливання високоякісних сталей використовуються МБЛЗ криволінійного типу з вертикальним кристалізатором, а також вертикального типу із загином твердої заготовки. Більше поширення отримали машини з вертикальним кристалізатором і багатоточковим загином і розгином заготовки. Зазвичай, це одно-, дво- або чотириструмкові МБЛЗ, розташовані в електросталеплавильних цехах, оснащених вакуумними станціями й агрегатами «ківш-піч». На таких МБЛЗ розливають високолеговані й нержавіючі сталі, а також сталі з особливими властивостями. Швидкість витягування заготовки при цьому виявляється досить низькою (0,35-0,50 м/хв.). В окремих випадках для отримання високоякісної блюмової заготовки застосовуються вертикальні МБЛЗ, що забезпечує оптимальні умови для її формування в процесі затвердіння й охолодження.

Наприклад, в електросталеплавильному цеху фірми Edelstahl Witten-Krefeld Gmb (Німеччина) функціонує вертикальна блюмова МБЛЗ (переріз заготовки 340×475 мм, кількість струмків – 2). Марочний спектр розливаних сталей, винятково широкий: крім якісних конструкційних і шарикопідшипникових сталей у ньому є присутнім весь сортамент корозійно-, кислото- й жаростійких сталей, низько- й високолегованих інструментальних сталей, включаючи швидкорізальні, а також численні спеціальні сплави з умістом легувальних елементів до 70%. Кожен струмок машини обладнаний двома електромагнітними мішалками з обертовим магнітним полем:

одна з них обслуговує кристалізатор, а інша перемішує метал у зоні вторинного охолодження. Остання має можливість переміщатися на 10-15 м нижче меніска рідкого металу, щоб забезпечити оптимальну зону перемішування залежно від складу й швидкості розливання. Крім того, МБЛЗ оснащена системою «м'якого» механічного обтиснення. Розливання на вертикальній МБЛЗ забезпечує мінімізацію поверхневих і підповерхневих тріщин на заготовках.

За розмірами поперечного перерізу блюмові МБЛЗ можна класифікувати на машини для розливання заготовок великого й малого прямокутного (або квадратного) перерізів, а також машини для круглих і фасонних заготовок (рис. 6.6).

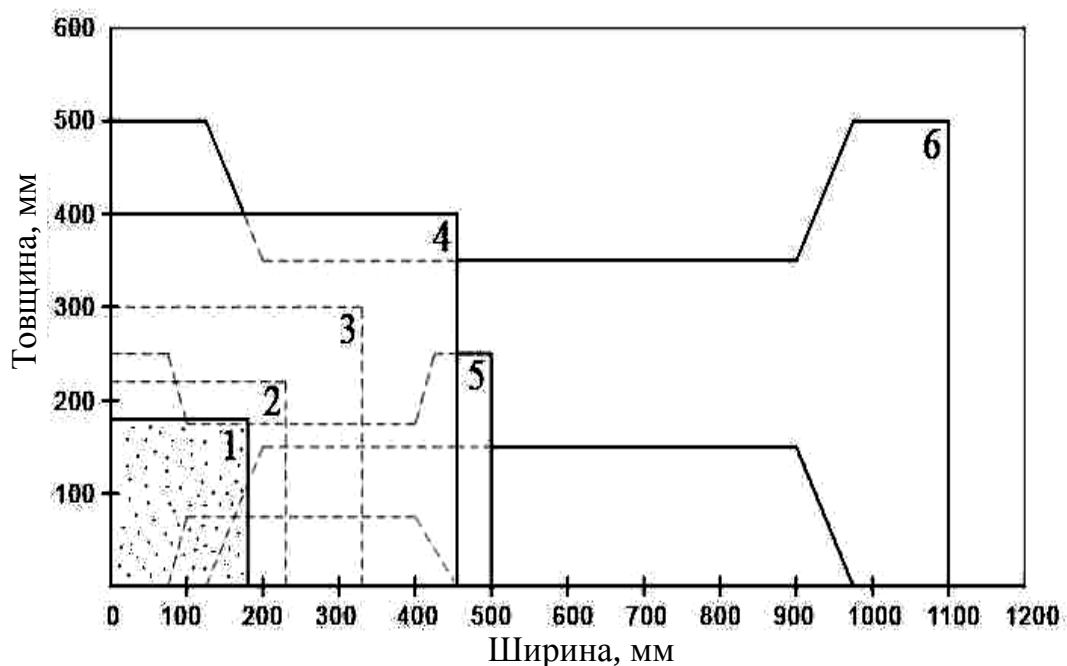


Рисунок 6.6 – Діаграма основних розмірних перерізів прямокутних і фасонних блюмів

Цей поділ є досить умовним, оскільки з метою оптимального завантаження МБЛЗ для круглих і фасонних заготовок у їхній конструкції передбачається можливість отримання блюмів прямокутного перерізу. Наприклад, призначена для отримання фасонної заготовки декількох типороз-

мірів (для прокату колонних профілів і балок з широкою полицею) двострумкова радіальна МБЛЗ ВАТ «Нижньотагільський металургійний комбінат» також дозволяє відливати блюм перерізом $200 \times (500 \div 600 \text{ мм})$. Передбачається, що після реконструкції ця машина буде працювати в режимі розливання блюмів перерізом $300 \times 380 \text{ мм}$ на чотири струмки.

У цілому ж вибір перерізу заготовки багато в чому визначається вимогами до якості кінцевої металопродукції й можливостями сполучених з МБЛЗ прокатних станів.

Найбільш часто блюмова заготовка перекочується безпосередньо на тому ж металургійному заводі, де й виробляється. Тому блюмова заготовка великого перерізу зазвичай перекочується на крупносортних прокатних станах.

Виробництво двотаврових профілів з широкою полицею з фасонної безперервнолитої заготовки (рис. 6.7, 6.8) фактично створило всі необхідні передумови для забезпечення реалізації цього процесу в умовах міні-металургійних заводів. За розширення будівельного сектору на базі великих металокопцювальних заводів це дозволило поширити таке виробництво на низку нових країн.



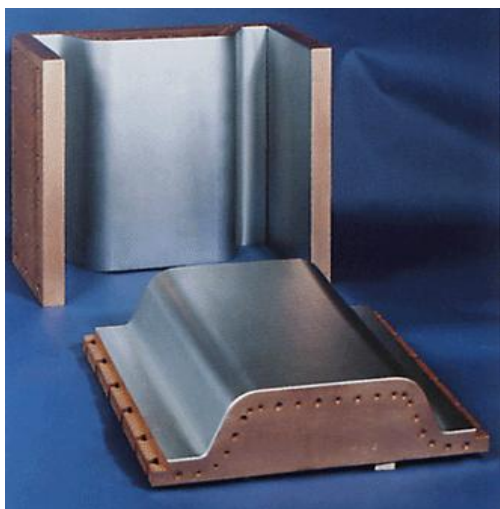
Рисунок 6.7 – Поперечний переріз безперервнолитої фасонної заготовки



Рисунок 6.8 – Безперервне розливання фасонної заготовки

Найбільш важливим функціональним елементом у МБЛЗ для отримання фасонної заготовки є кристалізатор, що має вкрай складну (порівняно з традиційними перерізами заготовки) геометричну конфігурацію. Розробляючи конструкції внутрішньої форми кристалізатора, необхідно оптимізувати умови охолодження заготовки по її периметру, а також корегувати конусність окремих ділянок з урахуванням усадки металу в міру просування заготовки.

У практиці розливання найбільше поширення отримали збірні кристалізатори коробчастого типу, які забезпечують досить високу розмірну точність (рис. 6.9). На робочу поверхню стінок кристалізатора наноситься захисне покриття, а його довжина зазвичай становить 700 мм.



а)

б)

Рисунок 6.9 – Кристалізатор для фасонної заготовки (а) і розташування їх на 6-ти струмковій МБЛЗ (б)

Подавання сталі в кристалізатор здійснюється або відкритим (для малих перерізів), або закритим струменем. Характерною рисою технології розливання сталі в кристалізатор є її подавання двома струменями в місця з найбільшим поперечним перерізом тіла заготовки (рис. 6.10).



Рисунок 6.10 – Подавання сталі відкритим струменем у кристалізатор фасонної МБЛЗ

За розливання заготовок невеликих перерізів відкритим струменем у кристалізатор як змащення подається масло. За розливання більших перерізів подавання сталі в кристалізатор здійснюється за допомогою двох заглибних стаканів, а як змащення при цьому застосовується ШУС.

Основною конструкційною відмінністю ЗВО машин для фасонної заготовки є розташування форсунок для розпилення охолоджувальної рідини, яке враховує конфігурацію заготовки, умови охолодження окремих ділянок і вимоги до її якості.

У цілому ж розширення обсягів виробництва фасонної заготовки на базі високоефективних МБЛЗ в сукупності з відповідними прокатними станами в значній мірі сприяє прогресу в галузі теорії й практики розливання. Це, насамперед, стосується до розширення можливостей сучасних міні-заводів, а також зниження екологічного навантаження на довкілля.

6.3 Сучасні МБЛЗ для отримання сляба

Прогрес у конструкції й функціональних можливостях слябових МБЛЗ, що спостерігається останні 20 років, у цілому сформував досить чітку архітектуру машин, яка використовується всіма провідними виробниками (рис. 6.11).

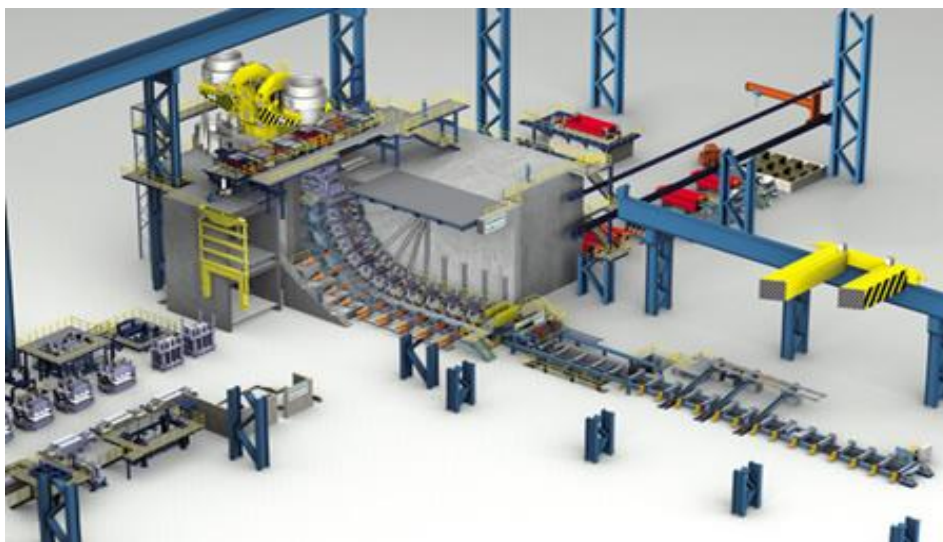


Рисунок 6.11 – Загальний вигляд сучасної однострумкової слябової МБЛЗ

Основні характерні риси сучасних слябових МБЛЗ полягають у наступному:

- конструктивно основна робоча вісь МБЛЗ виконується криволінійною;
- кристалізатор МБЛЗ виконаний вертикальним і має довжину 0,8-1,0 м, що забезпечує поліпшення умов флотації неметалевих включень (рис.1.12);
- під кристалізатором передбачається вертикальна ділянка ЗВО довжиною 1,5-2,5 м;
- після закінчення вертикальної ділянки передбачається секція багатоточкового (безперервного) загину заготовки до базового радіуса (кількість точок загину коливається в межах 4-8) (рис. 6.12);

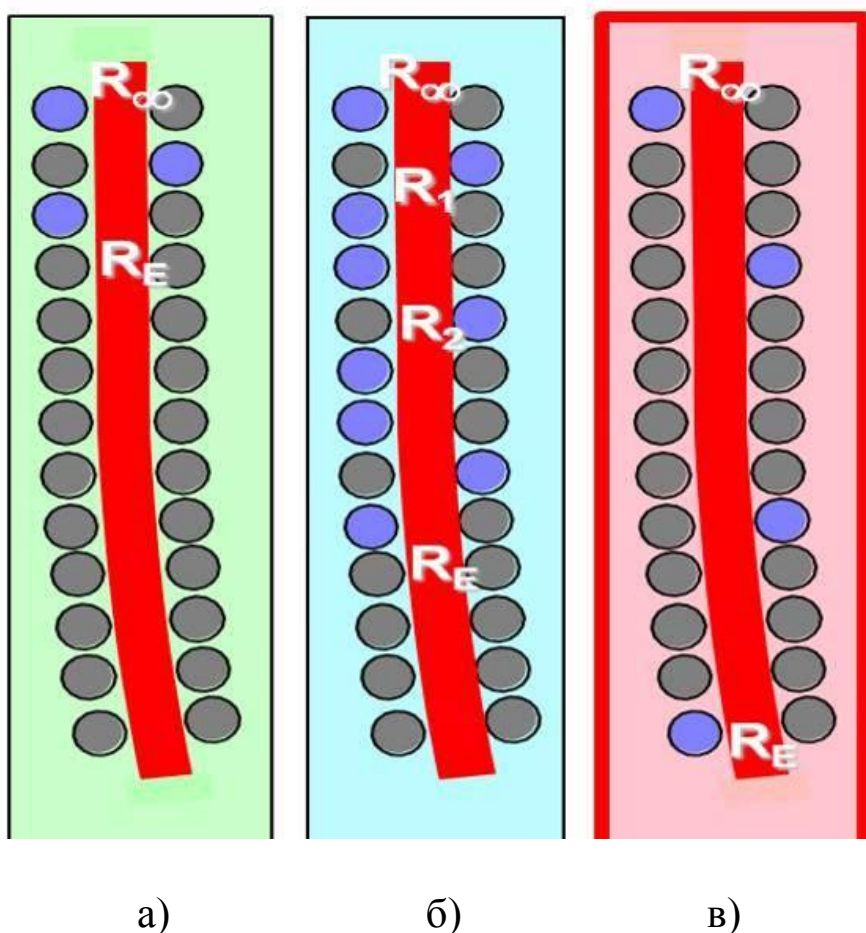


Рисунок 6.12 – Схема загину заготовки в одній точці (а), багатоточковий загин (б) і безперервний загин (в)

– механізм хитання кристалізатора виконується з гідравлічним приводом, що дозволяє забезпечити вільний вибір амплітуди й частоти хитання в процесі розливання й корегувати ці параметри за зміни швидкості витягання заготовки (наприклад, амплітуда хитань збільшується, а частота хитань зменшується в міру збільшення швидкості розливання) з метою мінімізації слідів хитання й витрати ШУС;

– конструкція кристалізатора передбачає можливість зміни ширини сляба безпосередньо в процесі розливання;

– з урахуванням зростаючих вимог до якості сляба й швидкості розливання виробники прагнуть зменшити діаметр підтримувальних роликів (у верхніх секціях до 100-120 мм) шляхом спеціальних рішень (додаткових опор), що попереджають їхній прогин (рис. 6.13);

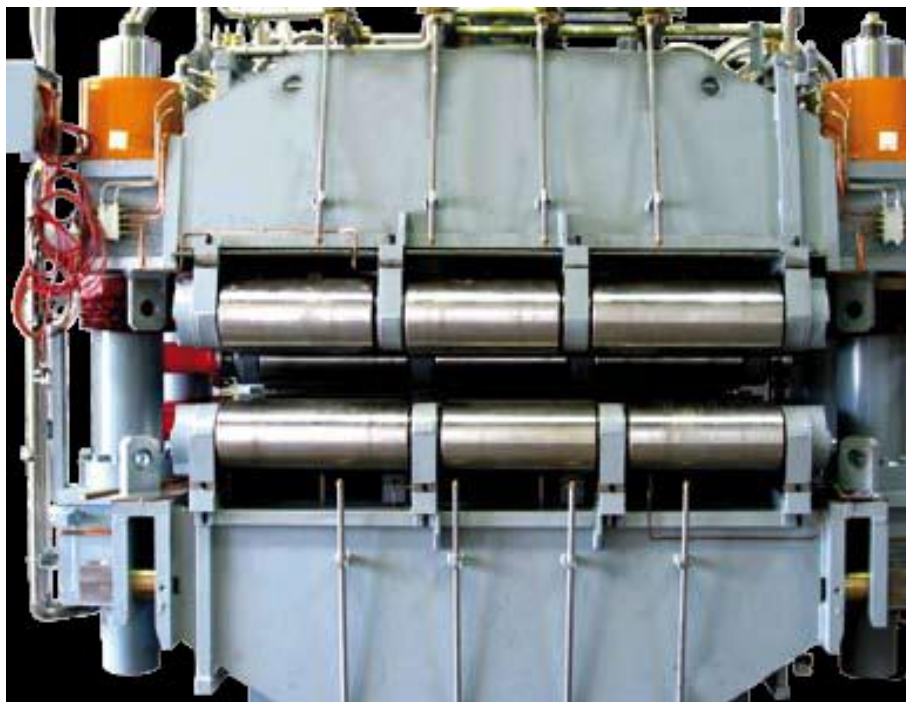


Рисунок 6.13 – Конструкція опорних роликів верхніх секцій (із проміжними опорами)

– величина базового радіуса становить, зазвичай, 6-10 м і вибирається залежно від товщини сляба, швидкості розливання й вимог до якості сляба; для слябів товщиною 200-

250 мм і більше в наш час базовий радіус становить, зазвичай, не менш 10 м;

– зона вторинного охолодження розбивається на 10-15 секцій, й охолодження здійснюється шляхом застосування форсунок для водоповітряного розпилення (за винятком зони підбивки); при цьому особлива увага приділяється рівномірності розпилення холодоагента й перекриття полів форсунок (рис.3.68).

– розгин заготовки (рис. 6.14) здійснюється в спеціальних секціях за багатоточковою (безперервною) схемою (кількість точок розгину перебуває в межах 4-10), що забезпечує мінімізацію напруг на міжфазній границі;

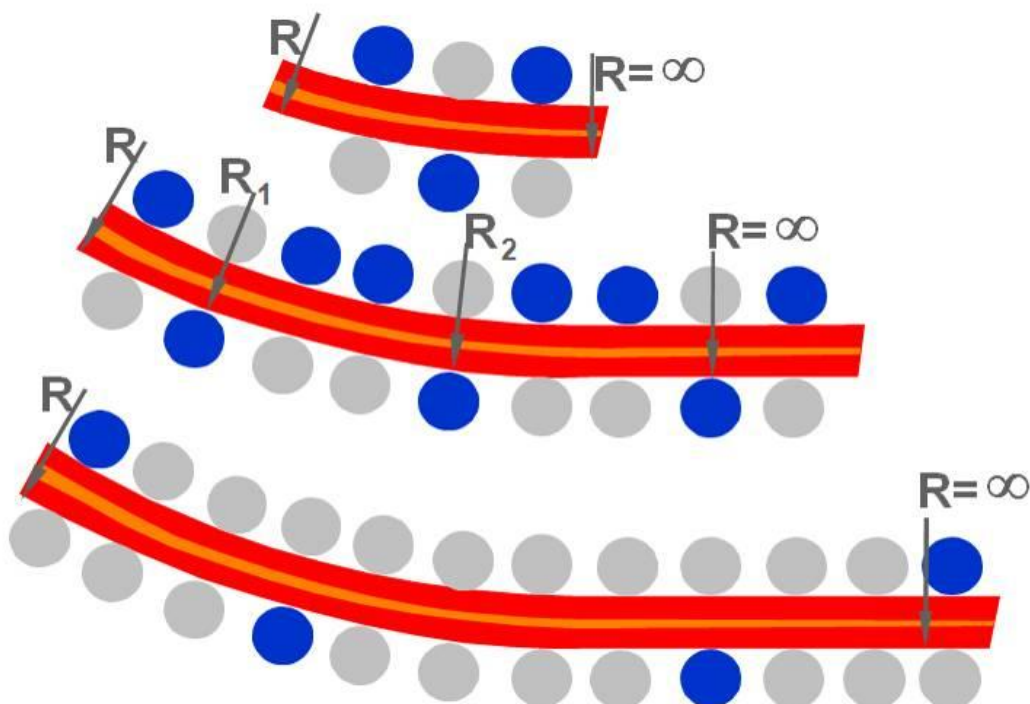


Рисунок 6.14 – Схема розгину заготовки (зверху вниз: в одній точці, багатоточковий і безперервний розгин)

– практично обов'язковим елементом конструкції слябової МБЛЗ є операція «м'якого» обтиснення (рис.6.15), що здійснюється на ділянці ЗВО в зоні, де частка твердої фази

досягає величини 0,5-0,7 (величина обтиснення становить кілька міліметрів); мета динамічного м'якого обтиснення полягає в тім, щоб запобігти затратоємному зниженню якості, тому протягом усього процесу розливання зона м'якого обтиснення регулюється таким чином, щоб її положення відповідало положенню закінчення затвердіння;

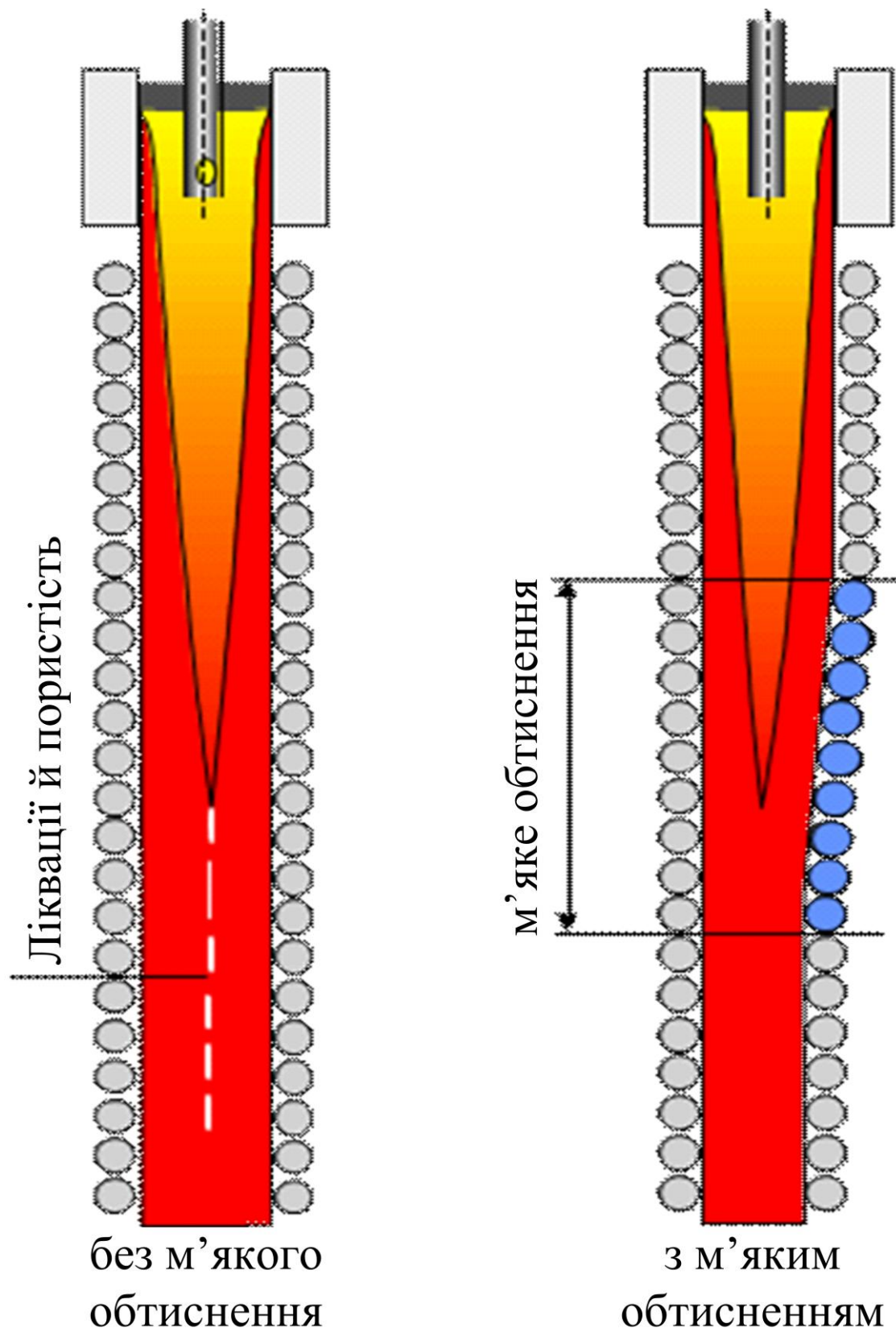


Рисунок 6.15 – Схема м'якого обтиснення сляба

- під час розливання сталі обов'язково передбачається система автоматичного контролю рівня металу в кристалізаторі, система автоматичного запобігання проривам, а також система динамічного супроводу процесу охолодження заготовки;
- розливання на слябових МБЛЗ передбачає максимальний захист сталі від вторинного окислення за допомогою використання ізостатичних вогнетривів (захисна труба, стопор-моноблок, стакан-дозатор і заглибний стакан);
- під час розливання слябів, до яких ставляться вимоги підвищеної якості, передбачається застосування електромагнітного перемішування в кристалізаторі або ЗВО (рис. 6.16).

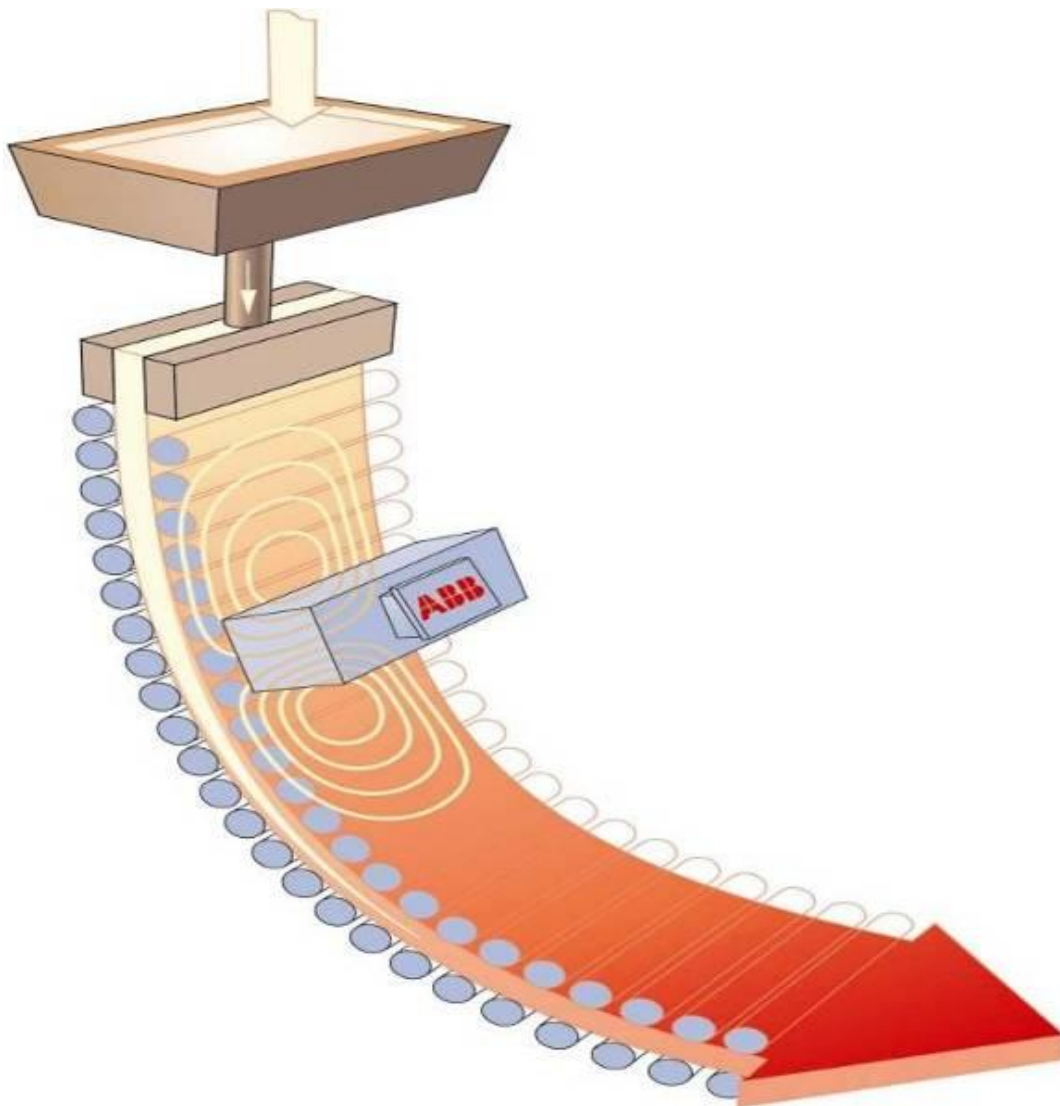


Рисунок 6.16 – Розташування ЕМП у ЗВО

Тим часом вибір товщини й ширини одержуваного сляба багато в чому визначається можливостями прокатних станів, профілем і призначенням кінцевої продукції. Найбільшим споживачем листової продукції є автомобільна промисловість і будівництво, а найбільш товсті сляби передбачаються для прокатки товстих листів, призначених для виробництва зварених труб великого діаметра, які використовують для транспортування газу.

Основними виробниками слябових МБЛЗ у світі є фірми Siemens-VAI і SMS-Demag, що мають, як видно з таблиці 6.2, досить схожі концепції.

Таблиця 6.2 – Основні технічні характеристики сучасних слябових МБЛЗ провідних виробників

Параметр	Алчевський металургійний комбінат	Металургійний комбінат ім. Ілліча	Krupp Mannesmann, Дуйсбург, Німеччина	Металургійний комбінат «Азов-сталь»
Виробник устаткування	Siemens-VAI	Siemens-VAI	SMS-Demag	Danieli
Рік запуску МБЛЗ	2004	2005	2001	2008
Ємність сталерозливного ковша, т	300	150	280	330
Ємність промковша, т	60	26	65	55
Товщина сляба, мм	200-250	150-200	260	220 – 270
Ширина сляба, мм	1000-1800	1100-2000	850-2100	950-2000
Максимальна швидкість розливання, м/хв.	1,9	1,5	1,5	1,5
Радіус МБЛЗ, м	10	8	9,125	9,5
Кількість струмків, шт.	2	1	2	2
Металургійна довжина, м	32	28	36,4	29,5
Річний обсяг виробництва, млн. т	2,5	1,1	3,0	2,5

У цілому для сучасних слябових МБЛЗ характерне забезпечення високої продуктивності (1,3-1,5 млн. т сталі за рік на один струмок) за умови забезпечення необхідної якості заготовки в сукупності із забезпеченням раціонального геометричного перерізу. При цьому ширина сляба може варіюватися в діапазоні 0,8-2,2 м, а товщина – 150-300 мм.

6.4 Розливання металу на тонкі сляби й ливарно-прокатні модулі

З початку 90-х років минулого століття в практику створення ефективних технологічних систем з виробництва плоского прокату міцно увійшло поняття *ливарно-прокатний модуль (ЛПМ)*, у якому органічно сполучається процес безперервного розливання сталі на заготовку і її наступна, без охолодження, гаряча прокатка.

Прийнято вважати, що перший промисловий ЛПМ був пущений в експлуатацію в 1989 р. у м. Крофордсвіллі (США): компанія «*Nucor*» ввела в експлуатацію завод, оснащений електродуговими печами й МБЛЗ для одержання сляба товщиною 50 мм. При цьому сляби передавалися безпосередньо на стан гарячої прокатки. Цей процес дістав назву CSP (*Compact Strip Production*), а розробка була виконана фірмою «*Schloeman-Siamag*» (Німеччина).

У цілому технологічна система на базі ЛПМ може бути подана в такий спосіб: виплавка сталі в дуговій печі (або конвертері) → доведення сталі на установці «ківш-піч» → (вакуумування сталі в ковші) → розливання сталі на сляб (товщина сляба 50-70 мм) і його гаряча прокатка в технологічному ланцюжку ЛПМ → прокатка на станах холодної прокатки. При цьому, як показала практика, для отримання 1 тонни холоднокатаного листа досить 1,10-1,12 тонни рідкої сталі, а значний енергоощадний ефект (рис. 6.17) досягається, головним чином, за рахунок скорочення технологічного ланцюжка й вилучення додаткових циклів охолодження й нагрівання заготовки.

Лідером у створенні ЛПМ (за обсягом розробок і кількістю реалізованих агрегатів) є фірма «SMS-Demag» (Німеччина). Власну концепцію ЛПМ розробила фірма «Mannesmann Demag» і дала їй назву ISP (*Inline Strip Production*). Вона реалізована в 1992 р. на заводі фірми Arvedi в Кремоні.

Глибокі наукові й конструкторські розробки в цій галузі виконані італійською фірмою "Danieli". Фірма "Siemens-VAI" також розглядає створення ЛПМ як перспективний напрямок. Однак їхні розробки базуються на одержанні сляба середньої товщини (80-130 мм) і його наступній прокатці (наприклад, металургійний завод у м. Острава, Чехія).



- 1 – розливання сталі в зливки з наступною прокаткою;
 2 – розливання сталі на слябовій МБЛЗ, охолодження зливків до температури довкілля й наступна прокатка; 3 – розливання сталі на слябовій МБЛЗ з передаванням слябів гарячими для наступної прокатки; 4 – розливання сталі на тонкослябовій МБЛЗ (ЛПМ);
 5 – розливання сталі безпосередньо на тонкий лист на двовалковій МБЛЗ і холодна прокатка

Рисунок 6.17 – Витрати енергії (МДж/т) на виробництво тонкого листа за різними технологічними схемами

Схема розташування основних функціональних одиниць ЛПМ (лінійне розташування) зображена на рисунку 1.16. Сучасна практика застосування ЛПМ показує, що їх розливальний модуль являє собою, зазвичай, високофункціональну однострумкову МБЛЗ, у якій сполучені всі основні досягнення в галузі розливання сталі. Прокатна частина ЛПМ може бути сполучена з однією або двома МБЛЗ залежно від номінальної продуктивності цеху.

Основні рішення, що забезпечують поєднання технології розливання на МБЛЗ тонких слябів і їхню прокатку, полягають у наступному:

- скорочення до мінімуму кількості проміжних етапів технологічного процесу (вилучення проміжних етапів охолодження й нагрівання заготовки й т.п.) за рахунок гармонізації процесу розливання сталі й прокатки заготовки. Передбачається, що швидкість витягання безперервнолитої заготовки і її наступна прокатка збігаються за величиною (питомі витрати металу). Стабільність роботи ливарної частини модуля досягається за рахунок автоматизації роботи всіх його складових частин і механізмів;

- концепція ЛПМ не передбачає проміжного контролю якості заготовки і, тим більше, її сортування й доведення. У таких умовах стабільність роботи ливарної частини модуля досягається за рахунок жорсткого забезпечення низки показників якості рідкої сталі в ковші перед розливанням (включаючи температуру). Тому оптимальне сполучення технологічних операцій на стадії виплавки й ківшевої обробки в сукупності з технічними параметрами агрегатів має визначальне значення як відносно продуктивності, так і якості металопродукції;

- створення системи сполучених технічних рішень, що забезпечують розливання з високими швидкостями на тонкий сляб. Основним завданням при цьому є забезпечення стабільного підведення рідкої сталі у вертикальний кристалізатор і рівномірний її розподіл по всій ширині сляба. Із цією метою фірмою «SMS-Demag» запатентоване оригінальне рішення для внутрішньої порожнини кристалізатора, який у верхній

частині має воронкоподібну форму, що дозволяє без перешкод використовувати заглибний стакан (рис. 6.18);

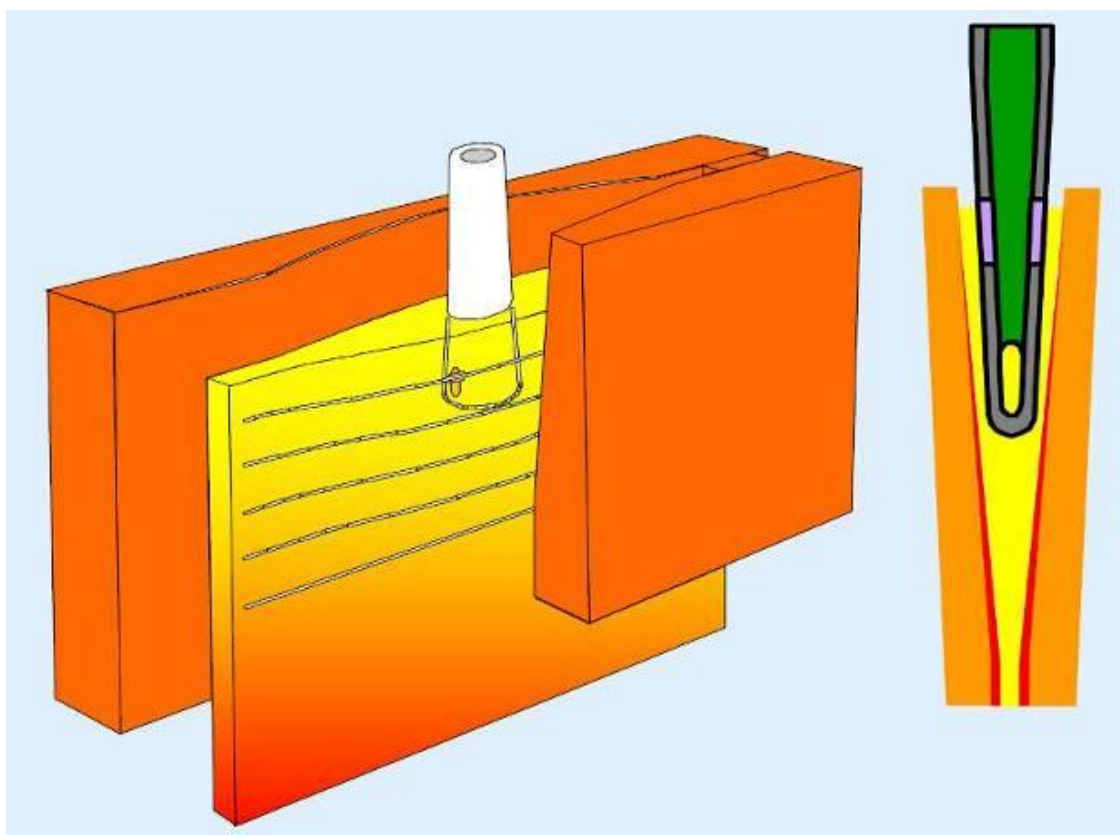


Рисунок 6.18 – Принципова схема подавання сталі в кристалізатор тонкослябової МБЛЗ

– конструкція кристалізатора тонкослябової МБЛЗ (рис. 6.19) передбачає можливість зміни ширини сляба безпосередньо в процесі розливання (максимальна зміна ширини, зазвичай, становить не більше двох разів). Довжина кристалізатора становить 0,9-1,0 м. Швидкість витяжки сляба в таких МБЛЗ становить 5-10 м/хв.;

– застосування системи електромагнітного гальмування потоку металу, що подається в кристалізатор (ЕМВr). Електромагнітне гальмо створює у верхній частині кристалізатора регульоване за напругою електромагнітне поле. Сталь, яка втікає в нього, перетинає це поле й у ній наводяться напруги і струми, які закорочуються в рідкому металі. Викликані цим

процесом сили гальмують потоки сталі й забезпечують рівномірно розподілений рух металу вниз і по перерізу сляба;

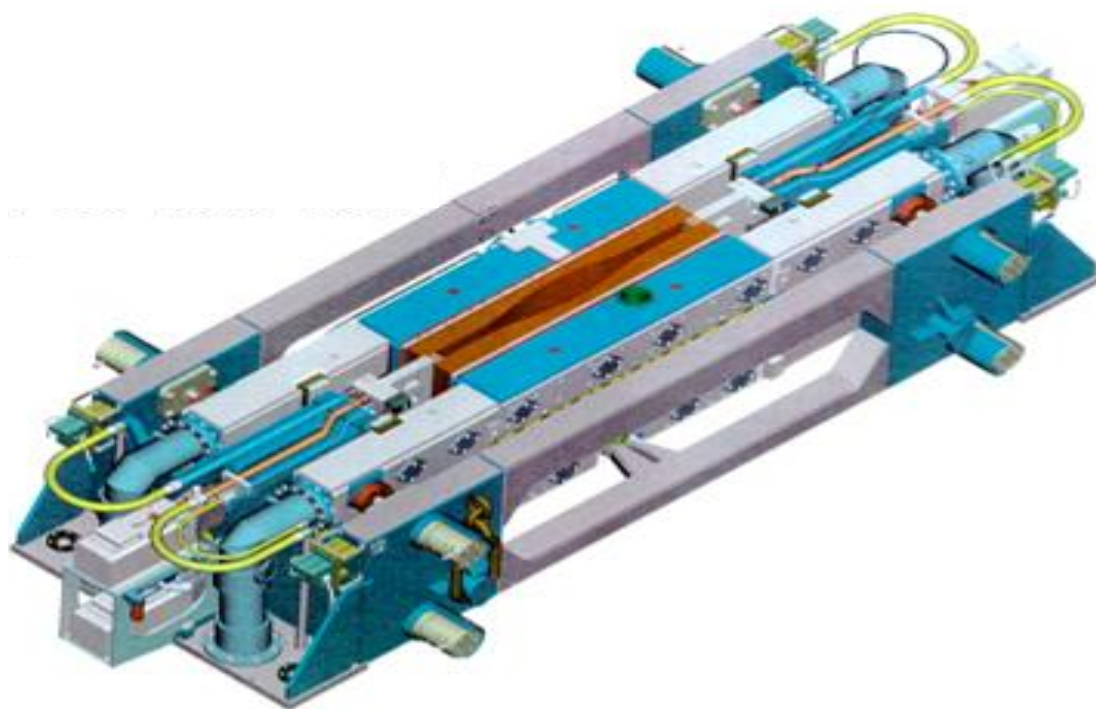


Рисунок 6.19 – Кристалізатор тонкослябової МБЛЗ із можливістю зміни ширини сляба

– механізм хитання кристалізатора виконується з гідравлічним приводом, що дозволяє забезпечити вільний вибір амплітуди й частоти коливань у процесі розливання й корегувати ці параметри за зміни швидкості витягання заготовки. З метою мінімізації глибини слідів хитання й витрати ШУС, наприклад, амплітуда хитань кристалізатора збільшується, а частота хитань зменшується в міру збільшення швидкості розливання. Закон хитання кристалізатора – несинусоїдний;

– забезпечення вертикальної ділянки МБЛЗ у ЗВО по всій довжині затвердіння тонкого сляба й наступний його загин з виходом у горизонтальну площину (рис. 6.20);

– реалізація технології розливання з додатковим багаточковим обтисненням заготовки з рідкою серцевиною безпосередньо під кристалізатором у ЗВО (до товщини 35-

40 мм) (рис. 6.21, 6.22). На сучасних тонкослябових МБЛЗ, які мають високий рівень автоматизації, це досягається за допомогою безперервного визначення конфігурації рідкої лунки й відповідної корекції початку й закінчення обтиснення. Загальна величина такого обтиснення для тонкослябових МБЛЗ досягає 20-30 мм. При цьому менша товщина сляба дозволяє забезпечити більшу продуктивність під час прокати його на тонкий лист;

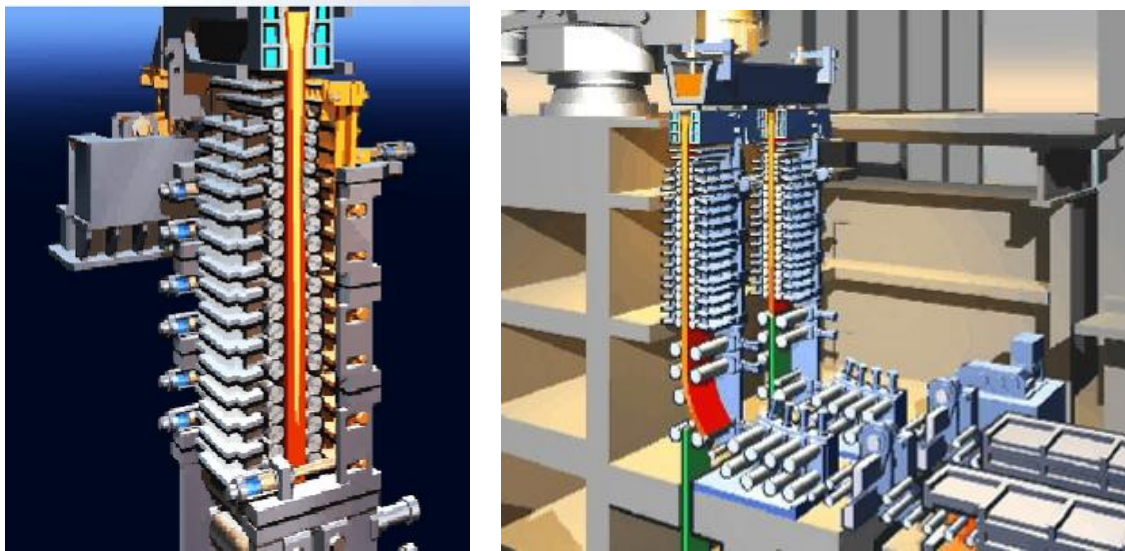


Рисунок 6.20 – Схема вертикальної ділянки ЗВО й ділянки загину тонкослябової МБЛЗ

- установка пристрою для видалення окалини з поверхні сляба перед пристроєм для поділу заготовки на мірні довжини;
- використання тунельної печі для вирівнювання температури заготовки (безпосередньо після порізки й без додаткового охолодження). Тривалість перебування тонкого сляба в печі забезпечує практично повну рівномірність розподілу температури по ширині, товщині й довжині сляба. Точність вирівнювання температури – $\pm 10^{\circ}\text{C}$. Тому наступні операції (прокатку й охолодження) ведуть за постійної швидкості;

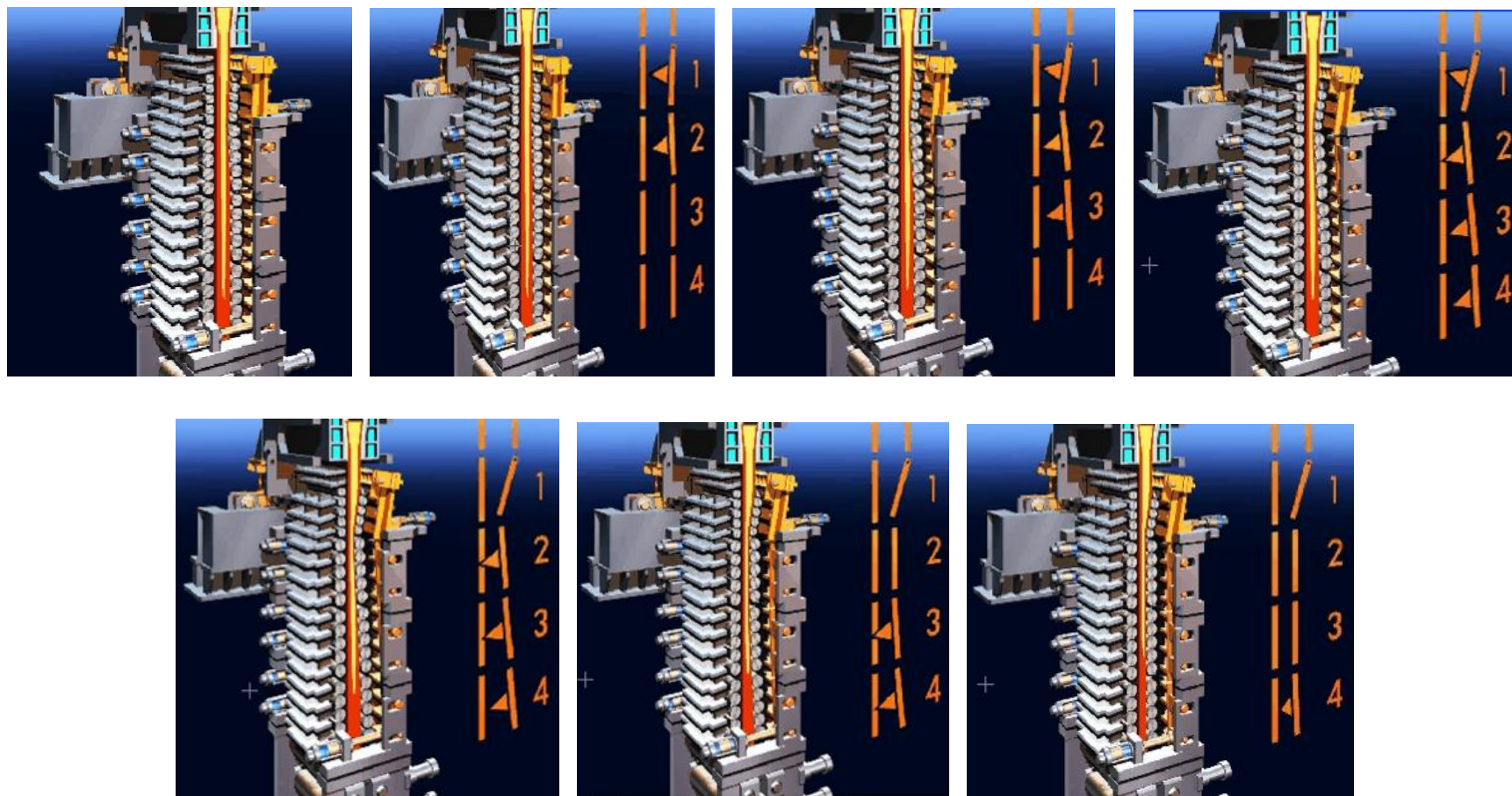


Рисунок 6.21 – Перша стадія м'якого обтиснення тонкого сляба

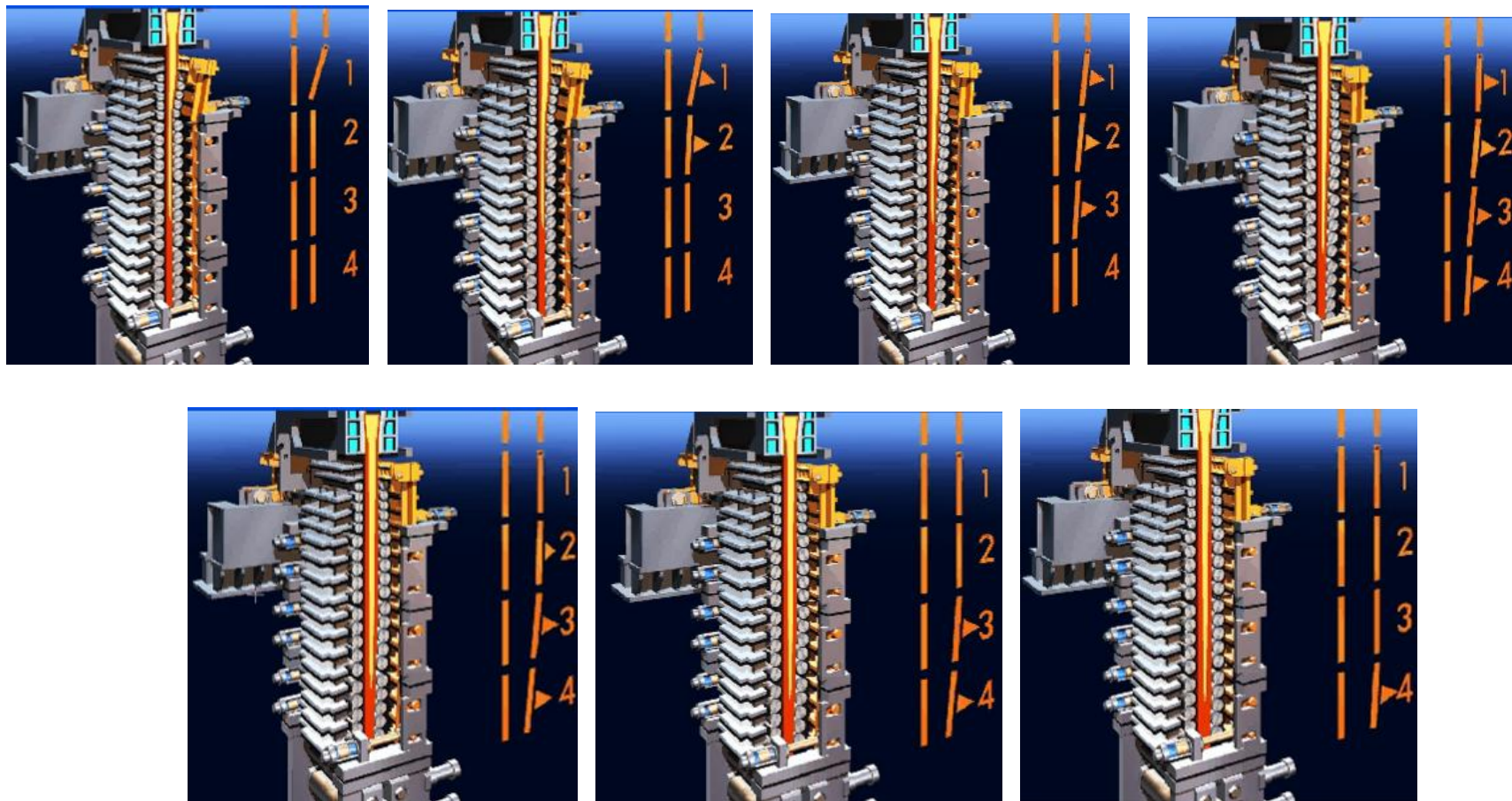


Рисунок 6.22 – Друга стадія м'якого обтиснення тонкого сляба

– прокатка тонкого сляба в групі чорнових і чистових клітей з метою одержання прокату в рулонах (товщина листа до 1-1,2 мм). Для цих цілей застосовують дві різні схеми: систему безперервної прокатки (рис.1.16) і систему прокатки на стані Стеккеля (рис. 6.23).

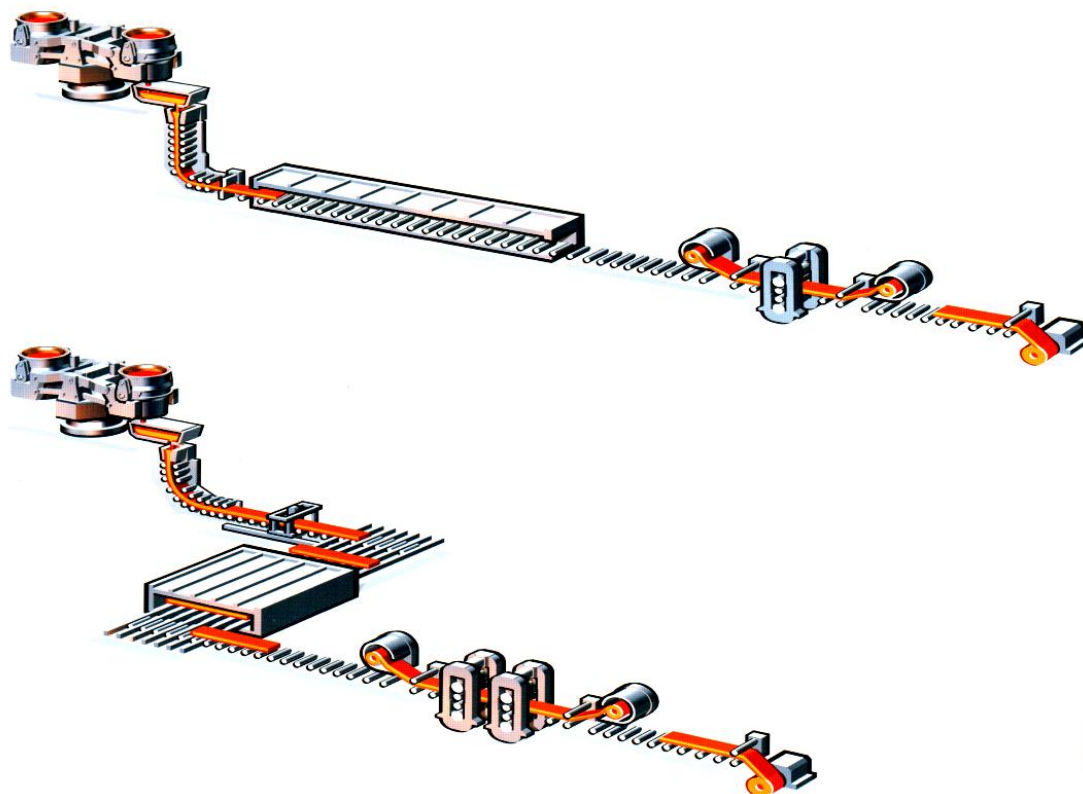


Рисунок 6.23 – Схема ЛПМ для одержання листа із застосуванням стана Стеккеля

– загальна система автоматичного керування ЛПМ, що забезпечує переробку великих обсягів інформації й виконання швидкісних операцій, необхідних для виробництва високоякісної продукції на стані гарячої прокатки;

У цілому ж усі провідні фірми, що виробляють металургійне устаткування, займаються розробкою ливарно-прокатних агрегатів, які забезпечують розливання на тонкий або середній сляб, сполучене із прокаткою на тонкий лист (таблиця 6.3).

Таблиця.6.3 – Основні характеристики ЛПМ різних фірм – виробників

Параметр	Thyssen Krupp Stahl Bruckhau- sen Ні- меччина	Виксунський металургійний завод, Росія	Anshan Iron & Steel Group, Ляонинг, КНР	Corus IJmuiden Steel Plant, Голландія
Виробник устаткування	Schloemann-Simag	Danieli	VAI	Mannesmann Demag – Corus
Рік запуску МБЛЗ	1999	2008	2000	2000
Ємність: промковша, т	60	26	35	75
сталерозливного ковша, т	380	150	95	320
Товщина сляба, мм	48-63	70-90	100; 135	70-90
Ширина сляба, мм	900-1600	1100-2000	900-1620	750-1560
Довжина сляба, м	–	max 37,5	11,0-15,5	–
Швидкість розливання, м/хв.	max 6	max 3,5	max 3,5	max 6,0
Конструкція кристалізатора	Вертикальний,	Вертикальний, воронкоподібний	Вертикальний	Радіальний/ вертикальний
Радіус МБЛЗ, м	5	5	6,5	5,2
Товщина прокату (листа), мм	0,8-6,35	2-8	1,0-4,5	0,7-2,5
Обсяг виробництва, млн. т/рік	2,5	1,2	1,45	1,3

Так, фірмою «Маннесман Демаг Хюттентехнік» розроблено процес ISP, який багато в чому аналогічний процесу CSP. Тонкий сляб товщиною 60 мм виходить із кристалізатора із ще рідкою серцевиною й піддається на ділянці опорних роликів м'якому обтисненню до товщини 45 мм. Потім після повного затвердіння сляб прокочується у трикільтовій групі на смугу товщиною 15-20 мм. Після індукційного проміжного підігріву й прокатки смуга піддається змотуванню в рулон. На установці ISP фірми «Arvedi» (Італія) можна отримувати смугу товщиною 1,1 мм і більше.

У цілому сполучені ливарно-прокатні модулі являють собою високоефективні агрегати для одержання тонкого листа, які досить успішно вписуються в сучасні конвертерні й електросталеплавильні цехи, що забезпечує їм високу конкурентоспроможність. За роки промислової експлуатації ЛПМ показали себе як надійна система технологій зі стабільними показниками, які задовольняють вимоги світових стандартів.

Упровадження процесу сполученого лиття тонких слів і гарячої прокатки смуги в чорній металургії в країнах із традиційною металургією йде більш повільними темпами, чим в інших регіонах світу.

Це пояснюється, в основному, високим рівнем розвитку традиційної технології виробництва плоского прокату й можливістю задоволення всіх ринкових потреб.

Варто очікувати, що в недалекому майбутньому технологія ЛПМ отримає ще більшого поширення на діючих металургійних заводах Європи, і зокрема, України й Росії. Це зумовлено подальшим моральним і фізичним (це головне) старінням прокатних станів для плоского прокату. Модернізація таких станів буде вимагати залучення таких фінансових коштів, які сумірні з витратами на спорудження ЛПМ.

6.5 Напівбезперервне розливання зливків

В історичному плані машини напівбезперервного розливання металу в значній мірі стали прототипами МБЛЗ. Перші з пілотних (дослідних) зразків з'явилися відразу ж після другої світової війни в декількох індустріально розвинених країнах, у тому числі й СРСР. Надалі процес напівбезперервного розливання отримав самостійний розвиток переважно для розливання спеціальних сталей, використовуваних у машинобудуванні.

В основі методу напівбезперервного розливання сталі в зливки лежить принцип радіально-спрямованого тепловідведення під час затвердіння заготовки сталі в мідному кристалізаторі, який охолоджується водою, і потім нижче в зоні вторинного охолодження. Фактично цей метод передбачає роз-

ливання металу одним ковшем невеликої місткості на переріз (коло, квадрат, сляб і т.п.), наближений до кінцевої продукції з урахуванням наступної гарячої деформації.

Принципова схема розливання сталі на машині напівбезперервного розливання (МНБЛЗ) з вертикально розташованою віссю показана на рисунку 6.24. Метал зі сталерозливного ковша 1 через захисну трубу 4 і промківш 2 подається в мідний кристалізатор 3, який охолоджується водою, або приймальну лійку, оснащену заглибним стаканом 6. Дозування сталі здійснюється за допомогою стопора й стопорного механізму 5. Кристалізатор 3 за допомогою спеціального механізму здійснює зворотно-поступальні рухи з певною частотою й амплітудою. Заготовку 7 витягають із кристалізатора в зону вторинного охолодження за допомогою затравки й тягової кліті. Хід затравки визначає довжину заготовки і, за певного розміру її перерізу, кількість струмків та масу плавки, яку можна розлити на машині. Розливання закінчується припиненням руху затравки. У цьому положенні заготовка охолоджується до необхідної температури.

Швидкість витягання заготовки залежить від марки та хімічного складу розливаних сталей, а також технологічних умов конкретного виробництва. Час розливання на МНБЛЗ зазвичай становить 20-50 хв. Видавання заготовки з машини здійснюється шляхом її кантування з вертикального положення в горизонтальне на рольганг.

У теперішній час є чималий промисловий досвід виробництва крупних заготовок на установках МНБЛЗ вертикального типу довжиною 7-9 м і масою до 30-50 т.

Розливаючи на кілька струмків метал, розподіляють по кристалізаторах через промківш або футерований жолоб. При цьому промківш має декілька (за кількістю струмків) незалежних стопорних пристроїв, що дозволяє регулювати витрату металу в кожен кристалізатор. Дзеркало металу в промковшій покривають теплоізолювальною сумішшю, що забезпечує зниження теплових втрат.

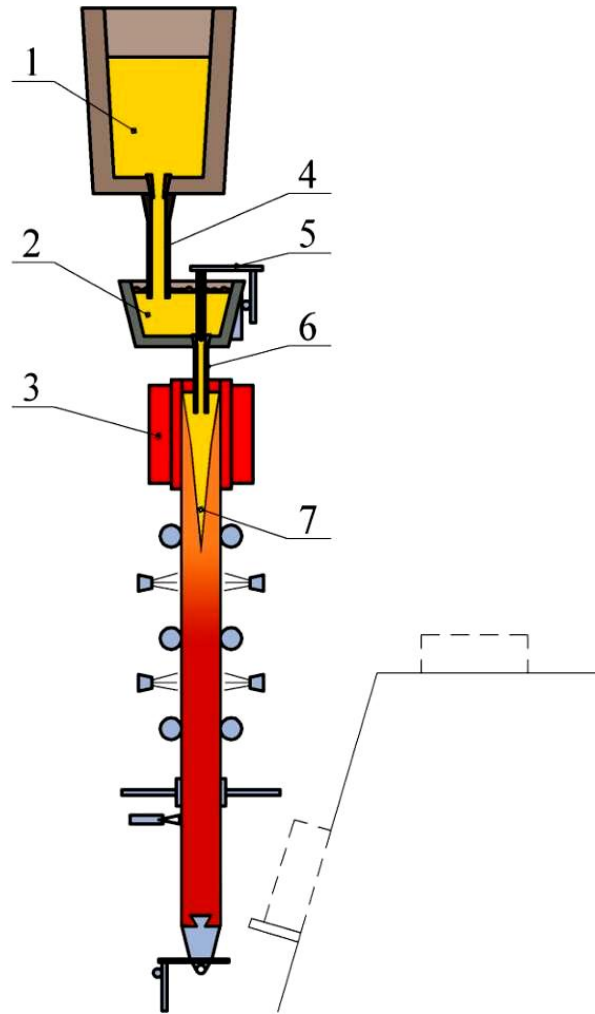


Рисунок 6.24 – Схема розливання на вертикальній МНБЛЗ

Для відливання великих зливків широке поширення отримав спосіб підведення металу під рівень у кристалізаторі через подовжені заглибні стакани. Вогнетривкий матеріал заглибних стаканів (зазвичай корундографіт або плавлений кварц) повинен витримувати термічні удари, бути стійким проти хімічного впливу металу й шлаків і не втрачати міцності за високих температур. Заглибні стакани можуть бути виготовлені прямоточними (з одним центральним вихідним отвором) або глухонними (із двома або чотирма бічними отворами). Бічні отвори забезпечують надходження гарячих порцій металу ближче до меніска, що дає більш рівномірне формування твердої скоринки заготовки. Для посилення цьо-

го ефекту бічні отвори іноді розташовують під кутом 10-15° до горизонталі.

Технологічний процес напівбезперервного лиття зливків містить підготовчі операції, безпосереднє розливання металу, охолодження зливка до необхідної температури й видавання його із МНБЛЗ.

До підготовчих операцій на МНБЛЗ належать попередній підігрів футерівки промковша до температури 700-800 °С й установа його на робочу позицію. Для забезпечення старту процесу розливання у внутрішній порожнині кристалізатора на ділянці 0,5-0,7 загальної його довжини встановлюється спеціальна затравка. Зазор між затравкою й кристалізатором ущільнюють незаймистим шнуром або вогнетривкою масою. На дно затравки укладають металеві холодильники, які забезпечують швидке затвердіння головної частини зливка й, відповідно, початок витягування заготовки.

Початок розливання здійснюють у такий спосіб. Спочатку починають заповнення рідкою сталлю промковша. Після заповнення його на 30-50% піднімають стопор і починають заповнювати металом кристалізатор. У процесі наповнення кристалізатора на дзеркало металу подають ШУС, яка виконує функцію захисту його від вторинного окислення й теплових втрат. Крім того під час розплавлення ШУС вона виконує функцію змащення між стінкою кристалізатора й поверхнею заготовки.

Після заповнення кристалізатора й формування досить міцної твердої оболонки заготовки вмикають механізм хитання кристалізатора й тягову кліть для витягування заготовки. Розливання ведеться з постійною швидкістю витягування, яка вибирається залежно від перерізу заготовки, температури сталі і її хімічного складу. Для заготовок із лінійними розмірами перерізів від 300 до 400 мм швидкість витягання становить приблизно 0,15-0,50 м/хв., а для заготовок із лінійними розмірами від 520 до 670 мм – 0,10-0,20 м/хв. У верхній частині зони вторинного охолодження відведення тепла від заготовки здійсню-

ється шляхом розбризкування на її поверхню води, а в нижній – шляхом охолодження на повітрі.

Завершення процесу розливання на МНБЛЗ відбувається шляхом перекриття подавання металу із промковша в кристалізатор і припинення руху заготовки. У цьому положенні отриманий зливочок завершує своє охолодження. При цьому у верхній частині зливка формується усадний свищ досить великого розміру. У результаті цього до 10% від усього металу зливка йде у відходи.

Застосування традиційних методів зменшення глибини усадного свища, які передбачають обігрів або теплоізоляцію не тільки дзеркала металу, але й бічної поверхні головної частини зливка, за напівбезперервного лиття пов'язано зі значними технологічними труднощами. Зокрема, дефіцитом часу для установлення в кристалізатор теплоізолювальних надставок, екзотермічних втулок і т.п. наприкінці розливання.

З метою скорочення довжини усадної раковини рекомендується після закінчення процесу розливання швидко виводити зливочок із кристалізатора в зону інтенсивного вторинного охолодження. При цьому об'єм затверділого в кристалізаторі металу скорочується, що компенсує усадку рідкої серцевини. Однак така технологія не завжди доцільна для одержання великих зливків унаслідок підвищення ймовірності утворення в них осьових усадних дефектів типу «міст».

Одним з ефективних способів зменшення глибини усадного свища є зниження швидкості витягування зливка наприкінці процесу розливання, що, в суті, є вдосконаленням методу доливання металу. Однак цей спосіб має певні обмеження у зв'язку з можливим погіршенням якості поверхні зливка за його повільного витягування із кристалізатора.

Після охолодження зливочок витягається із МНБЛЗ, і вона готується до наступного розливання. Відомі різні способи виймання зливка. Наприклад, зливочок може розрізатися на мірні довжини й підніматися нагору за допомогою спеціального піднімального пристрою.

Таким чином, технологія розливання сталі на МНБЛЗ містить у собі як елементи технології безперервного розливання, так і елементи розливання у виливниці. Відповідно процес напівбезперервного лиття визначає своєрідні умови формування зливка: якщо за безперервного лиття затвердіння заготовки по перерізу закінчується безпосередньо в процесі розливання, то за напівбезперервного лиття повне затвердіння заготовки закінчується через деякий час після його закінчення. Таким чином, формування зовнішніх шарів заготовки відбувається аналогічно процесу безперервного лиття, а серцевина твердне як у зливка, відлитого у виливницю. Такий характер затвердіння порівняно з процесом формування зливків у виливниці підвищує фізичну й хімічну однорідність металу, але порівняно з безперервним литтям викликає розвиток лікваційних явищ і усадного свища.

У цілому метод напівбезперервного розливання металу отримав досить широке поширення у виробництві суцільних і порожнистих заготовок для машинобудування (насамперед, це стосується круглих і квадратних заготовок). Характерною рисою методу напівбезперервного лиття є можливість одержання якісних зливків і заготовок із широким діапазоном типорозмірів і маси. При цьому використання МНБЛЗ дає можливість виробляти й розливати досить невеликі порції металу, які визначаються одиничною продуктивністю плавильного агрегату. Додатковою перевагою МНБЛЗ є можливість її розташування безпосередньо в сталеливарному цеху конкретного заводу, що дозволяє переробляти леговані відходи, які накопичуються в результаті обробки заготовок різанням.

Досить широкого поширення метод напівбезперервного розливання отримав у кольоровій металургії. За лиття зливків важких кольорових металів і сплавів найбільшого поширення отримали вертикальні МНБЛЗ зі столом, що опускається з постійною швидкістю та має гвинтовий привод. Отримані зливки надходять для наступної обробки тиском з метою випуску деформованих напівфабрикатів.

6.6 Розвиток технологій і устаткування для безперервного розливання в Україні

В останні два десятиліття технологія безперервного розливання сталі багато в чому вплинула на розвиток вітчизняного сталеплавильного комплексу й, насамперед, на модернізацію конвертерних цехів. Крім того, процес безперервного розливання, що є стрижневим елементом у побудові типу «міні-завод», безумовно, сприяє появі в Україні нових металургійних підприємств невеликої потужності. Динаміка збільшення обсягів сталі розливої на МБЛЗ, зображена на рисунку 6.25.

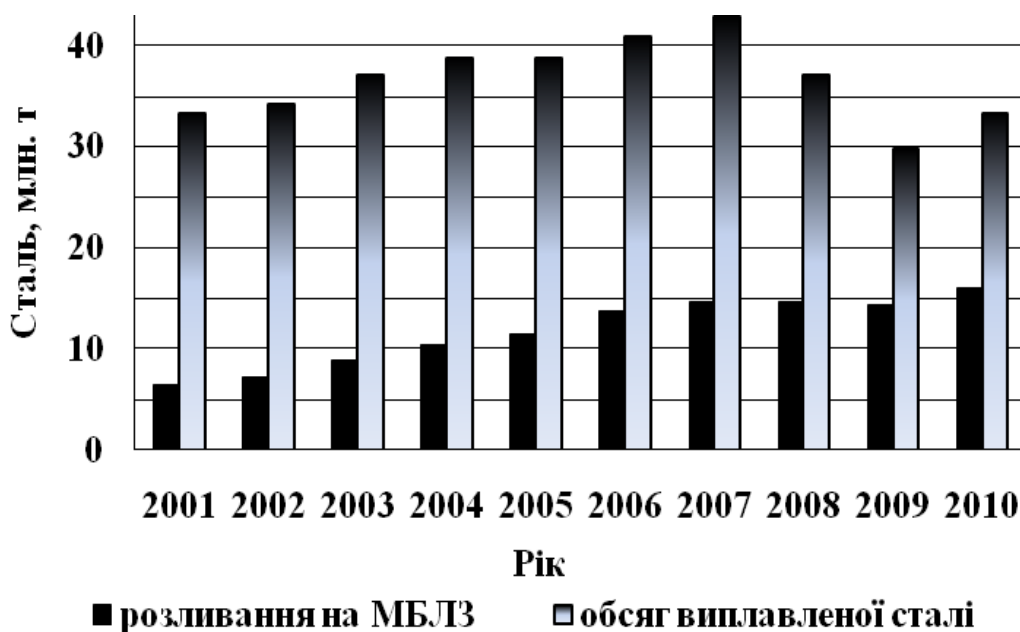


Рисунок 6.25 – Динаміка зміни обсягів розливання сталі на МБЛЗ в Україні

За обсягами розливання безперервним способом сталі у 2009 р. українська металургія посідає 12-ту позицію у світі й 4-ту (після Росії, Німеччині й Італії) у Європі. Безперервне розливання сталі, як базовий технологічний процес, присутнє на 11 металургійних підприємствах України (табл.6.4), з яких 5 є підприємствами повного металургійного циклу з виробництвом сталі в конвертерах. Однак частка сталі, що розливається в Україні безперервним способом, становить трохи

менше 50% (за даними 2010 р.), що варто розглядати як український низький показник.

Одна з перших потужних промислових установок для безперервного розливання слябів у світі була успішно запущена в червні 1960 р. в мартенівському цеху Донецького металургійного заводу. Розглядаючи цю подію в історичному ракурсі, можна стверджувати, що в Україні в 1960 р. з'явилися технології й устаткування, які персоніфікували собою майбутній прогрес у світовій чорній металургії. Фактично ця машина для безперервного розливання стала базовим об'єктом для подальших досліджень і розвитку процесів лиття, а також навчання кадрів для багатьох металургійних підприємств у СРСР і за його межами.

Протягом багатьох років промислова експлуатація донецької МБЛЗ супроводжувалася ефективною спільною роботою вчених-теоретиків, дослідників, конструкторів і заводських фахівців. Примітно, що ця машина продовжує працювати й у наш час. Так, уся сталь, вироблена в мартенівському цеху у 2009 р., була розлита саме на ній.

Появі промислової установки для безперервного розливання сталі в Донецьку передувала ціла сукупність подій. По-перше, ця установка стала результатом колосальних зусиль провідних інститутів, спеціальних лабораторій і конструкторських бюро: «ЦНИИчермет им. И. П. Бардина», СКБ інституту «Стальпроект», Всесоюзний інститут вогнетривів, «ВНИИметмаш», Уралмашзавод, Південно-Уральський машинобудівний завод. В Україні основні зусилля щодо вивчення процесу безперервного розливання в 60-70-і роки минулого століття були сконцентровані в науково-дослідному інституті УкрНДІмет (м. Харків). При цьому на відміну від переважаючої в «ЦНИИчермет» ідеології розвитку вертикальних МБЛЗ в УкрНДІмет розвивали концепцію радіальних МБЛЗ.

Таблиця 6.4 – Основні дані МБЛЗ України на початок 2010 р.

Підприємство	Тип плавильних агрегатів (номінальна ємність, т)	Позапічна обробка	Початок експлуатації / реконструкція*	Кількість машин × струмків	Тип МБЛЗ (конструкція)	Переріз заготовки, мм	Річне виробництво, млн. т		
							2007	2008	2009
ВАТ «Донецький металургійний завод «Донецьк-Сталь», м. Донецьк	Мартен (150т)	ківш-піч	1960 2003*	1×4	Вертикальна	150×600÷ 200×1200	0,58	0,50	0,5
ВАТ «Металургійний комбінат «Азовсталь», м. Маріуполь	ККЦ (330 т)	Продувка Ar у ковші, ківш-піч, вакууматор VD	1977 2005*	3×2	Радіальна	200×1200÷ 315×1900	4,41	4,08	3,81
			2008	1×2	Криволінійна із загином	220×270÷ 1500×2100			
ДП «Завод обважнених і ведучих бурильних труб», м. Суми	ЕСПЦ (18 т)	ASEA-SKF VOD	1987	1×2	Вертикальна	■200÷■500	0,05	0,04	0,04
ВАТ «Маріупольський металургійний комбінат ім. Ілліча», м. Маріуполь	ККЦ (160 т)	Продувка аргоном у ковші	1993	2×1	Радіальна	250× 1500÷1900	2,97	2,82	1,91
			2006	1×1	Криволінійна із загином	150× 1100÷1900			

Продовження таблиці 6.4

Підприємство	Тип плавильних агрегатів (номінальна ємність, т)	Позапічна обробка	Початок експлуатації / реконструкція*	Кількість машин × струмків	Тип МБЛЗ (конструкція)	Переріз заготовки, мм	Річне виробництво, млн. т		
							2007	2008	2009
ВАТ «Дніпровський металургійний комбінат», м. Дніпродзержинськ	ККЦ (230 т)	Продувка аргоном у ковші, ківш-піч	1994	2×6	Радіальна	335×400	1,40	1,41	2,33
			2008	1×7	Радіальна	■100÷160			
ЗАТ «Міні-металургійний завод «ISTIL (Україна), м. Донецьк	ЕСПЦ (120 т)	Ківш-піч, вакууматор VD	1999	1×6	Радіальна	■100÷150 ●120÷180	0,87	0,97	0,52
ВАТ «Єнакіївський металургійний завод, м. Єнакієве	ККЦ (160 т)	Ківш-піч	2001 2002	2×6	Радіальна	■120÷■150	2,27	2,26	2,27
ВАТ «Алчевський металургійний комбінат», м. Алчевськ	ДСПА (2×300т) ККЦ 300 т	Ківш-піч вакууматор VD/VOD	2005 2006	2×2	Криволінійна із загином	200÷300× 1000÷2000	2,16	2,52	2,42

Продовження таблиці 6.4

Підприємство	Тип плавильних агрегатів (номінальна ємність, т)	Позапічна обробка	Початок експлуатації / реконструкція*	Кількість машин × струмків	Тип МБЛЗ (конструкція)	Переріз заготовки, мм	Річне виробництво, млн. т		
							2007	2008	2009
ТОВ «Електросталь», м. Курахово	ЕСПЦ (50 т)	Ківш-піч	2008	1×3	Радіальна	■100÷■135	–	0,10	0,41
ЗАТ «Азовелектросталь», м. Маріуполь	ЕСПЦ (60 т)	Ківш-піч, вакууматор VD	2008	1×2	Радіальна	■250 ●400	–	–	0,16
Стіл Груп «ТСА», м. Павлоград	ЕСПЦ (2×15 т)	Ківш-піч	2009	1×2	Радіальна	■110÷■150	–	–	0,003
У цілому по Україні							14,71	14,70	14,4

Значиму роль в успішній реалізації безперервного розливання в мартенівському цеху відіграла ретельна підготовка кадрів: бригадирів, операторів і майстрів. Декан металургійного факультету й завідувач кафедрою «Металургія сталі» Донецького політехнічного інституту М. Н. Стрілець за кілька років до пуску підібрав групу студентів, які виявили інтерес працювати на установці безперервного розливання. Ця група студентів пройшла практику на промисловій установці безперервного розливання в м. Сормово й виконала дипломні роботи із цієї теми. З огляду на відсутність достатнього для навчання студентів обсягу інформації про безперервне розливання М.Н.Стрілець видає в 1961 р. перший у своєму роді навчальний посібник «Безперервне розливання сталі». У наступні роки кафедра «Металургія сталі» разом з інженерно-технічними фахівцями Донецького металургійного заводу стала головним центром підготовки кадрів для безперервного розливання. У 60-ті – початок 70-х років стосовно України поширення безперервного розливання стримувалося цілком об'єктивними причинами: відсутністю нових цехів і наявністю великої кількості мартенівських цехів (і блюмінгів), де реалізація технології безперервного розливання була найбільш складною. Це призвело до формування цілого спектра суперечливих проблем у металургійному комплексі України, які визначили її незбалансованість в економічному й технологічному плані та проявилися найбільш гостро в останні два десятиліття.

Тільки в 1977 р. в Україні був зроблений наступний крок в освоєнні безперервного розливання сталі: на Маріупольському металургійному комбінаті «Азовсталь» був запущений в експлуатацію один з найбільших у світі киснево-конвертерних цехів (2 конвертери по 330 т) зі 100 % розливанням сталі на слябових МБЛЗ. Усього було побудовано й пущено в експлуатацію три двострумкові слябові МБЛЗ із річним номінальним обсягом виробництва 4,5 млн. т. Максимальний розмір сляба 315×1900 мм. Цей цех і в наш час залишається одним із провідних виробників сляба в Україні. Уже у 2005 р. дві МБЛЗ були реконструйовані: проект реконструкції й виготовлення

устаткування здійснено Новокраматорським машинобудівним заводом. Крім того, у 2008 р. на комбінаті вступила в експлуатацію сучасна слябова МБЛЗ (виробник устаткування фірма «Danieli», Італія). Продукція комбінату «Азовсталь» має схвальні відгуки на світовому ринку.

У 1984 р. в новому ЕСПЦ Донецького металургійного заводу була запущена в експлуатацію вертикальна чотириструмкова блюмова МБЛЗ. Протягом низки років на цій машині був відпрацьований комплекс технологічних процесів з позапічної обробки (вакуумування) і розливання якісних низьколегованих сталей, у тому числі трубних і підшипникових. У 90-і роки ця МБЛЗ була виведена з експлуатації через низьку міркувань технічного характеру.

У 1987 році у складі ВАТ СМНВО ім. Фрунзе (м. Суми) було побудовано й уведено в експлуатацію унікальний мінізавод з виробництва обважнених бурильних і ведучих труб для нафтової промисловості. Італійська фірма «Danieli» створила завод малої потужності, що спеціалізується на виробництві високоякісної конкурентоспроможної на світовому ринку продукції з номінальним річним обсягом виробництва близько 80-90 тис. тонн сталі. Безперервне розливання сталі здійснюється на двострумковій вертикальній МБЛЗ, що дозволяє отримувати блюми перерізом від 190×190 до 500×500 мм. Крім цього, у цеху запущена в експлуатацію установка вакуумкисневого знеуглецювання (VOD) для виробництва корозійностійких сталей і вуглецевих сталей з ультранизьким умістом вуглецю.

У 1989 р. в мартенівському цеху Краматорського металургійного заводу була споруджена чотириструмкова сортова МБЛЗ горизонтального типу конструкції «ВНИИметмаш», що передбачала отримання квадратної заготовки перерізом 175×175 мм із продуктивністю 80 т/годину. Незважаючи на значні зусилля, прикладені співробітниками інституту й фахівцями заводу протягом декількох років, стабільного розливання й проектних показників досягнуто не було. Це пояснюється, насамперед, певними концептуальними недоробками в конструкції МБЛЗ (зокрема, вузла сполучення промковша й

кристалізатора), а також складнощами в підготовці сталі до розливання в умовах старого мартенівського цеху. У 90-і роки ця МБЛЗ була демонтована.

У 1993 р. після завершення реконструкції киснево-конвертерного цеху Маріупольського металургійного комбінату ім. Ілліча, що має у своєму складі 3 конвертери ємністю 160 т, були запуснені в експлуатацію дві однострумкові МБЛЗ із максимальним перерізом сляба 315×1900 мм. Протягом наступних років комбінат досяг видатних результатів у частині ефективності роботи МБЛЗ. Так, серійність розливання з одного промковша становить у середньому 20-24 плавки під час роботи машини в режимі «nonstop» протягом 120-130 годин. У 2006 р. запущена в експлуатацію третя слябова МБЛЗ (виробник фірма «VAI», Австрія). У цьому цеху повністю освоєна технологія хімічного підігріву сталі й обробки її порошковими дротами різного хімічного складу.

У 1994 р. виконана реконструкція киснево-конвертерного цеху Дніпровського металургійного комбінату ім. Ф.Дзержинського (ДМКД), що має у своєму складі 2 конвертери ємністю 250 т кожен і дві шестиструмкові блюмові МБЛЗ. На ДМКД вперше для країн СНД було освоєно розливання довгими й наддовгими серіями (20-24 плавки) із шестиструмкового промковша. Крім того, у промисловому масштабі було освоєне розливання сортової заготовки закритим струменем «під рівень» на двох струмках, одночасно з розливанням блюмової заготовки на інших струмках. У 2008 р. в конвертерному цеху ДМКД успішно запущена в експлуатацію семиструмкова сортова МБЛЗ з номінальним обсягом виробництва 1,7 млн. т заготовки на рік (виробник фірма «Siemens-VAI»). Наприкінці 2010 р. на місці демонтованої блюмової МБЛЗ споруджена й запущена в експлуатацію друга сортова МБЛЗ із аналогічними експлуатаційними параметрами. З її пуском у 2010 р. на комбінаті створені умови для розливання на МБЛЗ практично всієї виплавлюваної сталі.

У 1999 р. після виділення із складу Донецького металургійного заводу низки цехів і організації нового підприємства

ЗАТ «Міні-металургійний завод «ІСТІЛ (Україна)», запущено шестиструмкову сортову МБЛЗ (виробник фірма «Danieli»). Ця МБЛЗ дозволяє отримувати висококондиційну сортову заготовку квадратного й круглого перерізу за розливання відкритим і закритим струменем. МБЛЗ входить до складу сталеплавильного комплексу, що містить сучасну 120-тонну електродугову піч, ківш-піч і вакуумну станцію VD/VOD. Досягнутий рекордний обсяг розливання сталі на сортовій МБЛЗ становив 0,97 млн. т за рік.

У 2002-2003 роках після реконструкції киснево-конвертерного цеху ВАТ «Єнакіївський металургійний завод» в експлуатацію були запущені дві шестиструмкові сортові МБЛЗ для виробництва квадратної заготовки. Машини були сконструйовані й виготовлені АТ «Новокраматорський машинобудівний завод». У період 2007-2009 років обсяг сталі, що розливається безперервним способом, становив 2,27 млн. т за рік. При цьому рекордне виробництво однієї МБЛЗ за 1 місяць становить 110 тис. т. Висока продуктивність цих МБЛЗ досягнута в результаті комплексу технологічних заходів, що забезпечують гармонізацію процесів виплавки, позапічної обробки й розливання сталі. Завдяки цьому забезпечено розливання сталі наддовгими серіями (середньомісячний показник серійності становив 35-43 плавки), що забезпечує істотний енерго- й ресурсощадний ефект, а також підвищення продуктивності машин. У наш час ВАТ «Єнакіївський металургійний завод» є одним з найбільших виробників сортової заготовки в Європі. Подальший розвиток процесу виробництва сортової заготовки на ВАТ «ЄМЗ» розглядається в ракурсі підвищення експортного потенціалу й конкурентоспроможності металопродукції.

У 2005-2006 роках у межах корінної реконструкції й спорудження сучасного конвертерного цеху у ВАТ «Алчевський металургійний комбінат» успішно введені в експлуатацію дві високопродуктивні двострумкові слябові МБЛЗ (виробник фірма «Siemens-VAI»). Побудовано конвертерний цех, оснащений двома 300-т конвертерами з комбінованою продувкою,

двопозиційною установкою ківш-піч і вакууматором VD/VOD, має номінальний показник річного виробництва на рівні 5,5-6,0 млн. т. У наш час конвертерний цех і, зокрема, МБЛЗ ВАТ «Алчевський металургійний комбінат» є високофункціональною технологічною побудовою, що відповідає кращим світовим аналогам. На комбінаті освоєно виробництво й розливання широкого спектра високоякісних сталей, починаючи з наднизьковуглецевих і закінчуючи високоміцними для виробництва труб відповідального призначення.

Навесні 2008 р. був запущений в експлуатацію сталеплавильний комплекс ТОВ «Електросталь» (м. Курахово), побудований за концепцією міні-заводу зі стратегією мінімізації витрат. Запуск було здійснено силами фахівців ТОВ «Електросталь» і фірми «STB» (Італія). До складу комплексу входять 50-тонна дугова піч, установка ківш-піч і триструмкова сортова МБЛЗ. Уже після трьох місяців роботи комплексу була досягнута його проектна потужність на рівні 25 тис. т. заготовок за місяць. А за підсумками 2009 р. вироблено 418 тис. тонн сталі, що майже в 1,5 раза перевищує проектний показник. Розливання сталі здійснюється з використанням системи швидкої заміни стаканів-дозаторів, що забезпечує середню серійність на рівні 40 плавов (рекордна серія – 63 плавки тривалістю 60 годин 40 хв. за середньої продуктивності 62 т/годину).

Восени 2008 р. успішно запущено в експлуатацію ще один міні-завод – ЗАТ «Азовелектросталь», побудований на базі електросталеплавильного цеху концерну «Азовмаш» (м. Маріуполь). До складу сталеплавильного комплексу входить 50-т дугова сталеплавильна піч, установка ківш-піч, вакуумна станція VD/VOD, установка ківш-піч ASEA-SKF і двострумкова блюмова МБЛЗ, що дозволяє одержувати квадратну й круглу заготовку. Основним постачальником устаткування виступила італійська фірма «STB». Проектна потужність комплексу оцінюється фахівцями на рівні 300 тис. т якісної заготовки за рік. Завод орієнтований на отримання товарної безперервнолитої заготовки, оскільки не має у своєму розпорядженні власного прокатного виробництва.

Наприкінці 2009 р. стартувало сортове виробництво на новому міні-металургійному заводі ЗАТ «Стіл Груп «ТСА» (м. Павлоград). Сталеплавильний комплекс оснащений двома 15-т дуговими сталеплавильними печами, установкою ківш-піч і двострумковою сортовою МБЛЗ. Проектний обсяг виробництва становить 200 тис. т заготовок за рік. Передбачається, що в майбутньому одержувана заготовка буде перекочуватися безпосередньо на заводі.

Технології безперервного розливання металу також широко використовуються під час виробництва кольорових металів і сплавів. На ВАТ «Артемівський завод з обробки кольорових металів», наприклад, успішно експлуатуються вертикальні машини для напівбезперервного розливання міді і її сплавів на круглій і плоскій зливки великих перерізів, горизонтальні МБЛЗ для отримання круглої і трубної порожнистої заготовки, а також ливарно-прокатний модуль для отримання катанки.

Вітчизняний машинобудівний комплекс має у своєму розпорядженні власного виробника устаткування для слябових і сортових МБЛЗ (Новокраматорський машинобудівний завод), що успішно конкурує із провідними світовими виробниками на внутрішньому й світовому ринках.

Контрольні запитання

1. Укажіть, заготовки якого перерізу належать до сортових?
2. Назвіть основні конструктивні особливості сортових МБЛЗ.
3. Які швидкості розливання характерні сучасним сортовим МБЛЗ?
4. Назвіть основні вимоги до параметрів механізму хитання високошвидкісних сортових МБЛЗ.
5. Охарактеризуйте особливості побудови ЗВО сортових МБЛЗ.
6. Які заготовки (конфігурація й переріз) отримують на блюмових МБЛЗ?

7. Перерахуйте основні ознаки, за якими можна класифікувати сучасні блюмові МБЛЗ.
8. Укажіть основні конструктивні особливості блюмових МБЛЗ. Які типи машин використовують для виробництва блюмів?
9. Назвіть основні переваги розливання балкових фасонних заготовок.
10. Як розташовані форсунки у ЗВО МБЛЗ для розливання фасонних заготовок?
11. Які безперервнолиті заготовки належать до слябів?
12. Назвіть основні характерні риси сучасних слябових МБЛЗ.
13. Охарактеризуйте конструкцію ЗВО сучасних слябових МБЛЗ.
14. Охарактеризуйте схему розгину безперервнолитого сляба.
15. Дайте характеристику системи захисту сталі від вторинного окислення на слябових МБЛЗ.
16. Опишіть технологічну схему отримання металопродукції з використанням ЛПМ.
17. Порівняйте витрати енергії на виробництво тонкого листа за різними технологічними схемами, які використовуються в наш час.
18. Назвіть основні рішення, що забезпечують поєднання технології розливання на МБЛЗ тонких слябів і їхню прокатку.
19. Назвіть основних світових виробників ЛПМ, а також властиві їм технічні рішення в архітектурі агрегатів і технології.
20. Чому впровадження процесу сполученого лиття тонких слябів і гарячої прокатки чорної смуги в країнах із традиційною металургією йде більш повільними темпами, ніж в інших регіонах світу?
21. Розкрийте сутність напівбезперервного розливання сталі й наведіть принципову схему МНБЛЗ.

22. Опишіть особливості технологічного процесу напівбезперервного лиття.

23. Порівняйте технологію й параметри напівбезперервного розливання з безперервним і розливанням у виливниці.

24. Опишіть особливості відливання великих зливків на МНБЛЗ.

25. Яке значення виходу придатного під час розливання на МНБЛЗ?

26. Охарактеризуйте сучасний стан безперервного розливання сталі в Україні.

27. Опишіть схему отримання металопродукції в умовах киснево-конвертерного цеху ВАТ «Єнакіївський металургійний завод».

28. Опишіть схему отримання металопродукції в умовах конвертерного цеху ВАТ «Алчевський металургійний комбінат».

29. Опишіть схему отримання металопродукції в умовах сталеплавильного комплексу ТОВ «Електросталь» (м. Курахово).

30. Назвіть основного виробника МБЛЗ в Україні.

7 ОСОБЛИВОСТІ ТЕХНОЛОГІЧНОГО ПРОЦЕСУ БЕЗПЕРЕРВНОГО РОЗЛИВАННЯ СТАЛІ

7.1 Підготовка МБЛЗ до розливання сталі

Повнота й точність виконання операцій з підготовки МБЛЗ до роботи дуже важливі, тому що від цього багато в чому залежить розвиток процесу розливання сталі та якість відливаних заготовок.

Основними умовами нормального протікання процесу безперервного розливання сталі є:

- своєчасна подача, виплавленого в сталеплавильних агрегатах і обробленого на установці позапічного доведення сталі металу для розливання;
- ретельна підготовка до приймання плавки сталерозливних і проміжних ковшів;
- установа в сталерозливних і проміжних ковшах розливальних стаканів необхідного діаметра й конфігурації;
- підготовка й перевірка всіх функціональних вузлів машини безперервного лиття заготовок перед розливанням;
- забезпечення необхідних режимів вторинного охолодження заготовки;
- суворе дотримання чинних на підприємстві технологічних інструкцій з підготовки металу і його розливання на МБЛЗ, а також інструкцій з охорони праці.

Підготовку технологічного устаткування до розливання проводять бригади операторів МБЛЗ й розливальників сталі під контролем змінного виробничого майстра розливання.

Підготовку й перевірку механічного, електричного, гідравлічного устаткування, систем зв'язку, систем КВП й АСУТП, а також систем енергозабезпечення проводить черговий персонал відповідних служб під керівництвом і контролем старшого в зміні.

Під час перевірки підйомно-поворотного стенда (ППС) необхідно переконатися в:

- справності механізмів підйому – опускання й повороту ППС як у ручному, так і в автоматичному режимах, гідроци-

ліндрів шиберного затвора й пультів для керування ним і ППС;

- відсутності витоків мастила на шлангах гідроциліндрів шиберного затвора й витoku повітря на шлангу для охолодження шиберного затвора, наявності на шлангах теплоізоляційної обвитки;

- справності систем аварійного закриття шиберного затвора, аварійного розвороту ППС, механізмів підйому-опускання й повороту кришок сталерозливних ковшів, футерівки кришок;

- наявності й справному стані захисту від бризок і виплесків металу й шлаків.

Під час перевірки *візків проміжних ковшів* (рис. 7.1) необхідно переконатися в:

- справності приводів переміщення й позиціонування візків, пультів промковшів, гідроциліндрів, маніпулятора захисної труби, систем гідравліки візків;

- відсутності протікання гідравлічних шлангів і з'єднань, наявності теплоізоляційної обвитки на гідравлічних шлангах та шлангах аргонопроводу, а також справності й герметичності його.

Для аварійного зливання металу перевіряють стан аварійного ковша, жолоба, шлаківні й аварійних ємностей у резервній позиції візка проміжного ковша.

Підготовка проміжного ковша. Рекомендований рівень залишку металу в промковші після розливання серії плавok повинен бути близько 250 мм. За необхідності пропалюється канал одного зі стаканів промковша й залишки металу зливаються в аварійну ємність. У випадку, коли рівень металу, що залишився, у промковші більше рекомендованого, перед транспортуванням ковша метал охолоджується до утворення на поверхні щільної кірки.

Підготовлений до розливання промківш із новою футерівкою (рис. 7.2) встановлюється на візок і центрується щодо імітаторів кристалізаторів.



Рисунок 7.1 – Візок промковша



Рисунок 7.2 – Промківш слябової МБЛЗ

Після встановлення промковша на візок необхідно перевірити:

– стан його футерівки, кришок і броні;

– правильність установлення стопора й кріплення стопорного механізму, механізму швидкої заміни заглибних стаканів і його роботоздатність (рис. 7.3);

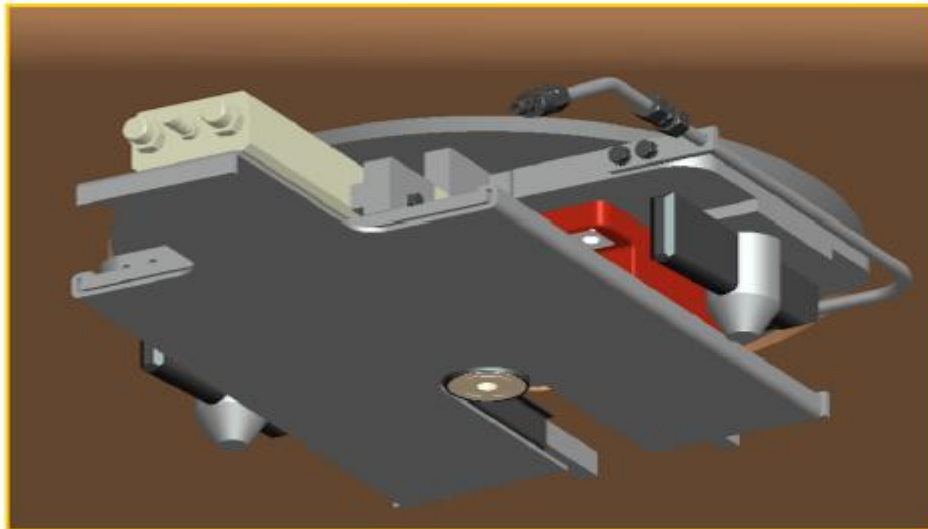


Рисунок 7.3 – Схема пристрою для швидкої заміни стаканів-дозаторів промковша сортової МБЛЗ

– виставлення ходу стопора (~ 60 мм) (рис. 7.4);

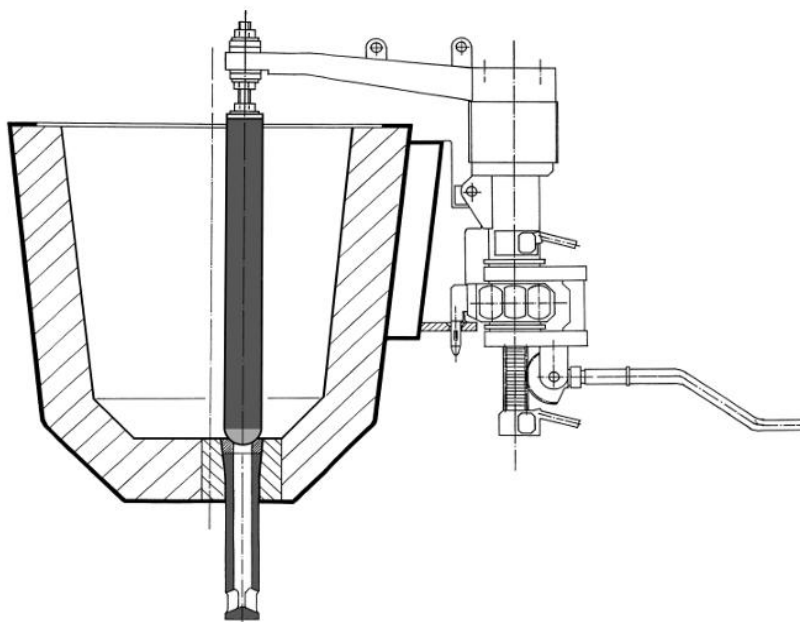


Рисунок 7.4 – Схема пристрою для керування стопором

– справність і герметичність аргонопроводу.

У випадку використання для дозування сталі стаканів-дозаторів їх вихідні отвори затикаються знизу спеціальними пробками, а внутрішня порожнина дозувального вузла на 1/3 висоти заповнюється прожареною хромітовою засипкою.

Промківш, який перебуває на візку в резервній позиції, накривається вогнетривкою кришкою й не пізніше, ніж за 2 години до початку розливання, здійснюється розігрів футерівки. Розігрів промковша здійснюється до температури 1100-1150 °С (футерівка повинна мати яскраво-малиновий колір), швидкість розігріву промковшів регулюється вибором режиму розігріву на пульті керування станції їх розігріву.

Під час розливання під рівень, для підведення металу із промковша в кристалізатор, застосовуються корундографіто-цирконові заглибні стакани, які перед установленням розігріваються в спеціальних пристроях до температури 800-1000 °С (рис. 7.5).



Рисунок 7.5 – Нагрівання заглибних стаканів перед розливанням

Час між витяганням стаканів із пристрою й початком розливання не повинен перевищувати 40-50 секунд. Спеціальні «холодні» стакани, що не вимагають попереднього розігріву, рекомендується перед установленням просушити.

Підготовка гільзових кристалізаторів сортних МБЛЗ (рис.7.6) містить:

- очищення плитних помостів і кришок від скрапин, шлаків і сміття;
- обдування стиснутим повітрям внутрішніх порожнин гільз до відсутності на них твердих часток (вогнетривкої маси, окалини);



Рисунок 7.6 – Гільза кристалізатора з обичайкою

- оцінку стану гільз кристалізаторів на предмет стирання робочої поверхні, розтріскувань і деформацій;
- змочування спеціальною очисною рідиною за допомогою шомпола й ретельне протирання дрантям робочих стінок гільз.

За необхідності дефекти поверхні гільз і нагар від змащення в районі меніска зачищаються дрібним наждаковим папером (вручну або за допомогою пневматичної шліфувальної машинки).

Перед установленням нового кристалізатора поверхня стола хитання ретельно обдувається повітрям, перевіряється відсутність засмічень стаканів підведення-відведення води й каналів для подавання рідкого мастила (якщо воно передбачено) у кристалізатори.

Під час підготовки збірного слябового кристалізатора (рис. 7.7) особлива увага приділяється стану його робочих поверхонь і підвісних роликів.

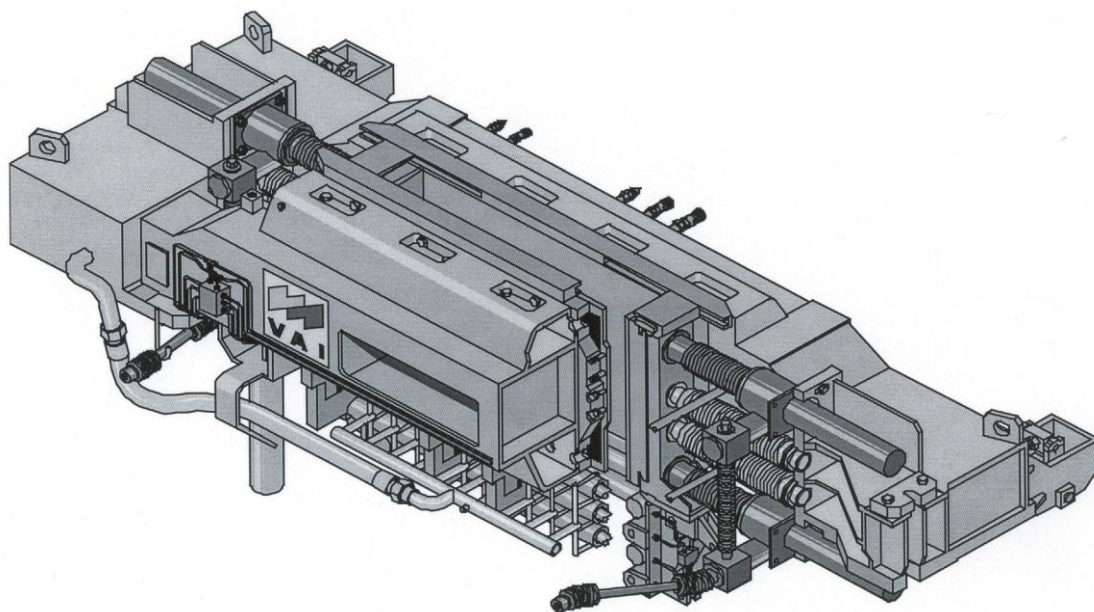


Рисунок 7.7 – Схема слябового збірного кристалізатора

Для подальшої експлуатації не допускаються кристалізатори, що мають:

- вибоїни, задирки, ум'ятини, підпали глибиною більше 2 мм на відстані нижче 250 мм від верхнього краю кристалізатора та ушкодження кристалізатора на відстані 250 мм від верхнього краю;
- зношення широких і вузьких стінок кристалізатора більш 0,5 мм, обмірюване в середині мідних пластин, по всій

висоті та вузьких стінок у нижній частині в районі кутів більш 3 мм;

- протікання води в робочу порожнину кристалізатора;
- наявність зазорів більш 0,3 мм в стику стінок і влучення в зазор металу й забруднень;
- відхилення бічної підвіски від площини стінки кристалізатора більш 0,2 мм;
- заклинювання роликів бічної підвіски й роликів кристалізатора;
- ушкодження бічної підвіски кристалізатора.

Для видалення забруднень між вузькою й широкою сторонами розводяться широкі стінки кристалізатора, і робоча поверхня обдувається просушеним повітрям.

Також перевіряється співвісність кристалізатора й загиальної секції («бендер»): відхилення не повинне перевищувати 0,2 мм.

Перевірка роботи *механізму хитання* проводиться після заміни кристалізаторів, у планово-запобіжні ремонти (ПЗР) і в період профілактики МБЛЗ й передбачає перевірку налаштування частоти хитання й плавності ходу стола механізму.

Перевірка елементів підтримувальної системи (рис. 7.8) містить контроль стану поверхні роликів, яка повинна бути без вибоїн і вм'ятин. Не допускається наявність скрапин й інших сторонніх предметів між роликами, а обертання роликів повинне бути легким, без заїдань. Робота зі зламаними роликами й підшипниками, роликами що не обертаються й не охолоджуються, а також з протіканням води із тріщин по бочці ролика не допускається. За необхідності проводиться калібрування сегментів.

Підготовка елементів ЗВО передбачає:

- перевірку справності й надійності кріплення рукавів для підведення води й повітря до колекторів;
- очищення засмічених і заміну форсунок та колекторів, які вийшли з ладу (рис. 7.9);
- перевірку виставлення секцій ЗВО щодо технологічної осі МБЛЗ.



Рисунок 7.8 – Зовнішній вигляд струмка слябової МБЛЗ



Рисунок 7.9 – Колектор вторинного охолодження

Крім того, перевіряють справність, орієнтацію і якість факела форсунок системи ЗВО, подавання води й повітря по черзі на різні зони вторинного охолодження.

Уведення затравки й виставлення кристалізатора. Перед закладанням затравки необхідно переконатися в закінченні робіт у струмках, перевірити стан головок затравок і їх головних ланок, позиціонування затравки на візку, за необхідності відцентрувати, а на збірних кристалізаторах розвести стінки.

Залежно від ширини й товщини струмка необхідно встановити відповідну головку.

Ширину головки затравки регулюють кріпленням до неї бічних накладок. Ширина головки повинна виставлятися на 7-10 мм менше ширини заданого перерізу сляба, а під час розливання сортової заготовки зазор між головою затравки й стінкою кристалізатора становить зазвичай 1,5-3,5 мм.

Під час введення затравки знизу вона підводиться до кристалізатора на відстань близько 800 мм від нижнього його торця. На головки затравок надягаються захисні пластмасові ковпаки й уставляються заморожувальні елементи. Зверху в порожнину кристалізатора може вводиться шланг-провідник, який надягається на заморожувальні елементи. Головки затравок центруються по перерізу кристалізаторів і заводяться в кристалізатори до рівня близько 150 мм від їхнього нижнього торця.

На головку затравки за допомогою мірної ємності засипається суха тирса, яка втрамбується. При цьому товщина ущільненого шару тирси повинна становити 20-30 мм. На шар тирси за допомогою мірної ємності засипається просущена окалина, яка розрівнюється по перерізу гільзи й ущільнюється трамбуванням. Товщина шару окалини повинна становити 5-7 мм.

Для сортової МБЛЗ в порожнину кристалізатора встановлюється пірамідка-холодильник, при цьому основа пірамідки не повинна торкатися його стінок, а заморожувальний елемент повинен перебувати в центрі холодильника.

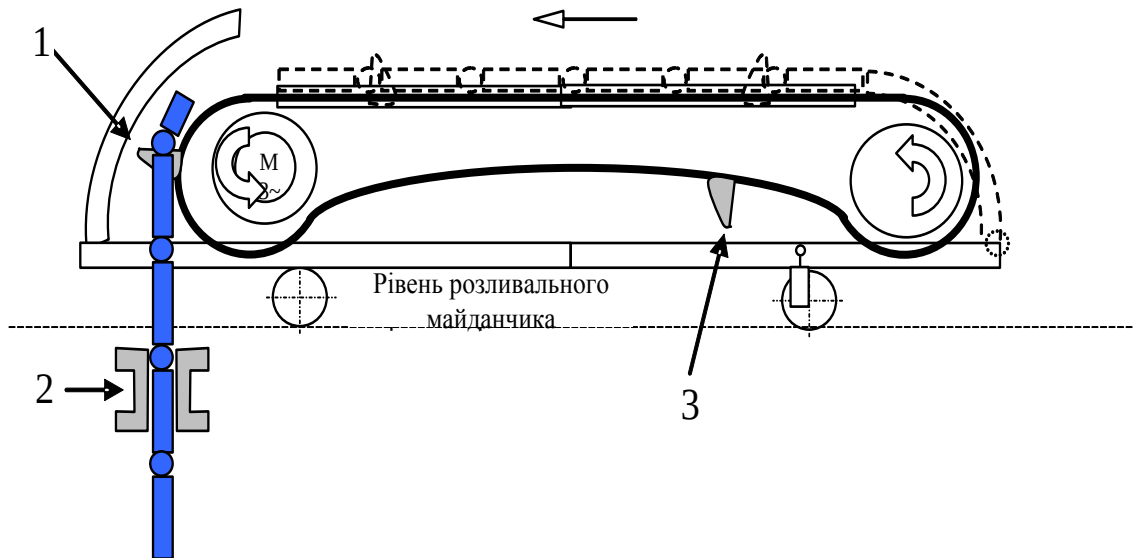
На рисунку 7.10 подано процес заведення затравок у кристалізатори шестиструмкової сортової МБЛЗ. На початку

операції три затравки перебувають у резервній позиції, а три інші починають рух по роликових проводках до тягово-правильної машини й далі з її допомогою подаються до кристалізаторів.



Рисунок 7.10 – Заведення затравок у кристалізатори

Уведення затравки в збірні кристалізатори слябових МБЛЗ здійснюється, зазвичай, зверху в автоматичному режимі й з використанням пульта дистанційного керування до-ти, поки її головна частина не буде нижче рівня роликової підвіски стін кристалізатора (рис. 7.11). Після цього стінки кристалізатора зводяться на робочий переріз (попередньо переміщається візок затравки в напрямку підйомника, а із кристалізатора прибирається захисний екран).



1 – затравка; 2 – кристалізатор; 3 – фіксатор

Рисунок 7.11 – Схема введення затравки в кристалізатор

На початку розливання обов'язково перевіряються задані й фактичні розміри кристалізатора, а також його конусність. У випадку відхилення обмірюваних значень від заданих проводиться відповідне калібрування розмірів внутрішньої порожнини кристалізатора. Конусність вузьких стінок кристалізатора повинна бути $\sim 1\%$, а для перитектичних марок сталей – $0,9\%$. Допустимі відхилення по конусності $\pm 0,3$ мм.

Зазор між головкою затравки й стінками кристалізатора повинен бути рівномірним по всьому периметру. Закладення зазорів паперовим або азбестовим шнуром виконується за допомогою спеціального устаткування. Кути кристалізатора від «головки» затравки до верхнього краю мідних плит замазують силіконовою масою. На головку затравки укладають металеві «холодильники» (рис. 7.12). Не допускається використовувати вологі металеві «холодильники». Простір між кришкою й мідними пластинами, а також щілини для напрямної вузької стінки кристалізатора й датчик рівня металу в кристалізаторі необхідно закривати азбестом або каоліновою ватою для захисту на випадок переливання кристалізатора.



Рисунок 7.12 – Положення затравки в кристалізаторі
(за холодильники використані
кручені вироби)

Під час підготовки й перевірки *машини газового різання* (МГР) до розливання необхідно:

- приєднати й перевірити роботоздатність ручних різаків;
- перевірити наявність і тиск кисню, газу, води й повітря перед МГР, відкриття всіх відсічних клапанів, налагодженість газових різаків – за необхідності замінити мундштуки, рух і хід усіх вузлів, змащення й охолодження вимірювальних роликів, роботоздатність редукторів тиску, їх герметичність, роботоздатність і герметичність регулювальних клапанів, правильність розміщення термозахисту й газорізальних машин, наявність ушкоджень, роботоздатність форсунок охолодження роликів;

- очистити фільтри газу й кисню, гідрозмив від окалини, а запобіжні пластини (регулятори висоти) – від шлаків і перевірити їхню роботоздатність;

- звільнити короб для обрізи або замінити його.

Маркувальну машину обдувають усередині стиснутим повітрям, візуально оглядають на наявність механічних ушкоджень, перевіряють герметичність лінії стиснутого повітря, функціонування розпилювального насаду, залишок маркувального дроту на катушках (за необхідності встановлюють повні катушки), світлові датчики, а також очищають напрямні переміщенням маркувальної машини.

Машина для видалення задирок (грат), що утворюються під час газового різання, візуально оглядається на наявність механічних ушкоджень, а також перевіряється кріплення всіх ниток захисного ланцюгового екрана, герметичність ліній подачі повітря, води й гідравлічних ліній, світлові датчики й звільняється або замінюється короб для охолоді.

Витрата води на охолодження кристалізатора регулюється спільно оператором МБЛЗ й черговим енергетиком. Рекомендовані параметри витрат води на охолодження кристалізаторів під час розливання сортової заготовки перерізом 100×100-150×150 мм становлять 1300-1900 л/хв. (за середньої швидкості розливання 2,5-5 м/хв.), а під час розливання слябів, залежно від товщини кристалізатора, наведені в таблиці 7.1.

Після виконання всіх підготовчих операцій проводиться перевірка готовності робочих місць. Розливальники перевіряють наявність на робочих місцях допоміжного інструмента й пристосувань («заморозок» для закриття каналів дозаторів промковша, ломиків, кисневих трубок, пристосувань для подачі шлакоутворювальної суміші в кристалізатор і видалення шлаків із кристалізатора), маніпуляторів для заміни заглиблених стаканів, енергоносіїв у живильних системах (кисень, вода, природний газ), підготовлених шлакоутворювальних сумішей (ШУС) для кристалізатора, шлакоутворювальних і теплоізолювальних сумішей (ТІС) для промковша, пробовідбирачів, термопар для вимірювання температури металу в промковші й т.п.

Таблиця 7.1 – Приблизні витрати води на охолодження кристалізатора залежно від товщини сляба

Товщина кристалізатора, мм	Витрата води на стінки, л/хв.	
	вузькі	широкі
200	500	4950
220	500	4950
250	590	4850
300	670	4750

Не менш ніж за 15 хв. до початку розливання перевіряється можливість відкриття засувки аварійного охолодження кристалізатора, ЗВО й закритого контуру машини, готовність промковшів і заглибних стаканів, а також віддається команда на оборотний цикл про початок розливання й для запуску насосів ЗВО.

7.2 Процес розливання сталі на МБЛЗ

Температура сталі в сталерозливному ковші, що подається на розливання, регламентується відповідною технологічною картою на процес. Температуру сталі в сталерозливному ковші під час розливання першої плавки на промковші й 1-ї і 2-ї плавки на сталерозливному ковші необхідно замовляти на $5-10^{\circ}\text{C}$ вище, ніж температуру, що звичайно замовляється для такої марки сталі.

Рекомендований перегрів сталі в промковші залежно від умісту вуглецю наведено в таблиці 7.2. Допускається відхилення температури сталі в промковші на 5°C вище максимально допустимої під час розливання першої плавки.

Сталерозливний ківш із металом передають у відділення безперервного розливання за допомогою транспортування на сталевозі, який переміщається по спеціальних рейках.

Таблиця 7.2 – Перегрів сталі над температурою ліквідус у промковші

Уміст вуглецю в сталі, %	Перегрів над температурою ліквідус у промковші, $^{\circ}\text{C}$
$0,02 \leq [C] \leq 0,08$	30 ± 5
$0,09 \leq [C] \leq 0,24$	25 ± 5
$0,25 \leq [C] < 0,45$	20 ± 5
$[C] \geq 0,45$	15 ± 5

Після встановлення ковша на поворотний стенд його звільняють від вантажозахватних пристроїв і приєднують та фіксують гідроциліндр шиберного затвора, а також накрива-

ють ківш теплоізолювальною кришкою й розвертають із резервної позиції в робочу (рис. 7.13).



а)



б)

Рисунок 7.13 – Подавання сталерозливного ковша у відділення МБЛЗ (а) і встановлення його на підйомно-поворотному стенді (б)

Після встановлення сталерозливного ковша на консоль підйомно-поворотного стенда, оператор МБЛЗ вводить дані про плавку й режими розливання (група й код марки сталі, режими охолодження й обтиснення) в АСУ ТП.

Після цього виконуються операції зі встановлення промковша в робочу позицію, перевіряється переміщення стопорів і встановлюються заглибні стакани й «глухі» заглушки в механізм швидкої заміни заглибних стаканів. Переконавшись у тому, що пальники станції розігріву промковша й консоль ППС, що перебуває в робочому положенні, підняті, проміжний ківш із резервної позиції переміщається в позицію розливання. Після установки промковша в положення розливання проводиться приєднання стопорних механізмів до системи гідравлічного керування й виконується центрування заглибних стаканів щодо стінок кристалізатора. Під час розливання слябів зсув убік широких граней не повинен перевищувати ± 5 мм, а убік вузьких граней $\pm 3,0$ мм. Для блюмової й сортової заготовки допускається зсув не більш ± 2 мм і ± 1 мм відповідно.

Після цього промківш опускається в робоче положення, висувається майданчик для обслуговування шиберного затвора сталерозливного ковша й встановлюється гідроциліндр для керування шибером.

На пульті МБЛЗ вмикається режим «Розливання» й встановлюється робоча швидкість розливання. Основним варіантом запуску струмків МБЛЗ є автоматичний.

Під час розливання металу із захистом струменя від вторинного окислення на ділянці сталерозливний – проміжний ківш за допомогою маніпулятора встановлюється захисна труба й проводиться підключення системи подачі аргону (рис. 7.14).

Для наповнення промковша рідким металом повністю відкривається шиберний затвор сталерозливного ковша. За необхідності, канал розливного стакана промивається за допомогою кисню, що подається через спеціальну сталеву трубку.

Під час наповнення промковша сортової МБЛЗ металом до рівня близько 400-450 мм (для слябових 100-150 мм), у ківш

у ділянці стопорів подають шлакоутворювальну суміш у кількості близько 0,30 (для слябових 0,7) кг/т сталі та вмикають подавання аргону на захисну трубу з витратою 3-5 м³/годину. Робочий рівень металу в промковші залежить від його конструкції й становить, як правило, 700-900 мм. Відкриття дозувальних вузлів (стопорів) і наповнення кристалізаторів починається від середніх струмків до крайніх за наповнення промковша металом до рівня 400-500 мм (для слябових 250-300).



а) б)
Рисунок 7.14 – Очищення киснем (а) і встановлення (б)
захисної труби

При дозуванні сталі за допомогою стаканів-дозаторів промковша з їхніх каналів витягають пробки (виконані із дроту й азбестового шнура), засипка висипається й починається надходження металу в порожнину кристалізатора. За необхідності, канали дозаторів знизу пропалюються за допомогою кисню.

З метою зменшення вторинного окислення металу під час розливання без захисту струменів, після запуску струмків і стабілізації процесу розливання, сталерозливний ківш на поворотному стенді й промківш на розливному візку опускаються до максимально можливого нижнього положення.

Відкриття стаканів-дозаторів здійснюється шляхом плавного підйому стопора, що забезпечує вільне надходження рідкого металу в порожнину кристалізатора. Протягом 5-10 секунд рекомендується наповнювати кристалізатор тонким струменем для прогріву стакану. Час наповнення слябового кристалізатора повинен становити 4 секунди на кожні 100 мм його ширини. Щоб уникнути захлюпу торців кристалізатора, рекомендується вставляти у випускні отвори заглибного стакану просушену кисневу трубку для розсікання струменя металу.

Під час наповнення кристалізатора перевіряють робото-здатність (закриття) стопора: після покриття рідкою сталлю металевих холодильників; за рівня металу на середині вихідних отворів заглибного стакану; після повного наповнення кристалізатора (70-100 мм від верхньої крайки мідних плит).

За досягнення рівня металу в кристалізаторі верхньої крайки вихідних отворів заглибного стакану, у кристалізатор подають ШУС.

Після наповнення кристалізатора в автоматичному режимі забезпечується плавне збільшення швидкості витягування заготовки до номінального робочого значення й підтримання меніска металу в кристалізаторі в оптимальному діапазоні.

Під час безстопорного розливання запуск струмків у ручному режимі здійснюється з перериванням струменя металу із промковша. При цьому перші порції металу виливаються на відсічній жолоб. Після нормалізації процесу формування струменя, кристалізатор наповнюється металом до рівня 300-350 мм від верхньої крайки. Упродовж 7-15 с (залежно від перерізу безперервнолитої заготовки) проводиться відсічення струменя жолобом і витримування 5-10 с. Потім жолоб відводиться й кристалізатор наповнюється металом до робочого рівня, після чого запускається механізм витягування зливка. Одночасно з початком процесу розливання автоматично включається система подачі технологічного мастила й механізм хитання кристалізатора для усунення підвисання заготовки на стінках гільзи й утворення заворотів твердої скоринки.

Витрата мастила залежно від перерізу заготовки й швидкості розливання становить 0,08-0,1 кг/т сталі.

Підтримування рівня металу в кристалізаторі може здійснюватися в ручному й автоматичному режимах. Допустимі коливання рівня металу в кристалізаторах становлять $\pm 3-5$ мм.

Під час розливання металу із промковша із захистом струменів за допомогою заглибних стаканів використовується ШУС із питомою витратою 0,5-1,2 кг/т сталі. Подавання ШУС у кристалізатори здійснюється або в автоматичному режимі за допомогою спеціального механізму, або вручну.

Частота хитання кристалізатора задається залежно від швидкості розливання й вимог до якості поверхні. Для квадратних заготовок зі стороною 100-150 вона становить 122-175 циклів/хв. при швидкостях 2,5- 5 м/хв.

Витрата води на вторинне охолодження сортових заготовок устанавлюється залежно від швидкості розливання й марки розливаної сталі відповідно до заданого режиму й коливається в межах від 1,2 до 2,3 м³/т.

Запуск слябової машини здійснюється після доведення рівня металу в кристалізаторі до 70-100 мм від верхньої крайки мідних плит. Одночасно з пуском машини запускають механізм хитання кристалізатора. Набір швидкості здійснюють плавно в автоматичному або ручному режимі (рис. 7.15).

Відбір проб і вимірювання температури металу в промковші проводиться на початку, в середині й кінці розливання кожної плавки. За перевищення максимальної температури сталі на кожні 10 °С максимальну швидкість розливання знижують приблизно на 5%. По ходу розливання необхідно контролювати зону повної кристалізації сляба, яка не повинна перевищувати 90% металургійної довжини МБЛЗ. Збільшення й зниження швидкості розливання здійснюють плавно ($\pm \ll 0,1 \gg$ м/хв. – за 10-15 с).

Рівень металу в кристалізаторі після запуску піднімають до робочого (50-100 мм від верхньої крайки мідних плит) і, переконавшись у відсутності на меніску металевої охолоді, за досягнення необхідної швидкості розливання вмикають систему

автоматичного регулювання рівня металу в кристалізаторі. У цей же час умикають подачу повітря на охолодження пристрою для швидкої заміни заглибного стакану, аргону на стакан-дозатор (не менш 2 л/хв.) і в стопор (у межах 4-6 л/хв.). Заглиблення заглибного стакану повинно становити 140-200 мм від рівня металу до верхньої крайки вихідних отворів.

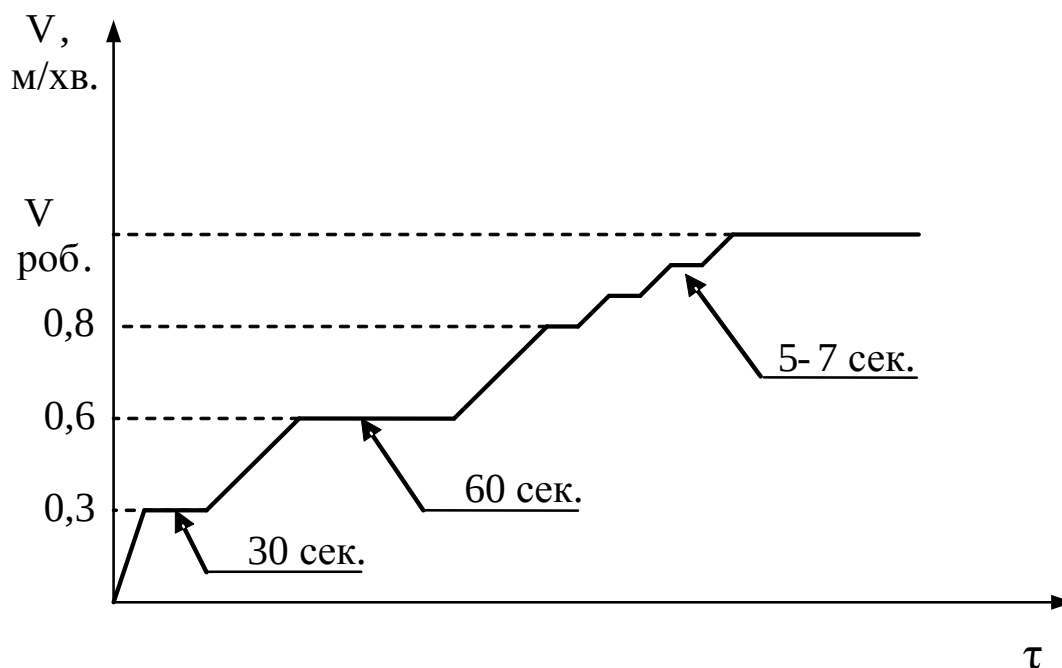


Рисунок 7.15 – Приклад графіка набору швидкості під час запуску слябової МБЛЗ

За досягнення в промковші рівня 250-300 мм у район стопорів подають ТІС, а за досягненні рівня заглиблення заглибної труби 200 мм ТІС подають у приймальну частину промковша. Рекомендована витрата ТІС для 1-ї плавки: під стопори – по 0,3 кг/т, у приймальну частину – 0,15 кг/т, а для наступних: під стопори по 0,1-0,13 кг/т і в приймальну частину 0,07-0,1 кг/т.

Під час просування затравки й сляба в струмку по черзі включаються зони вторинного охолодження: за досягання головною частиною сляба відповідної зони вторинного охолодження. Оператор контролює проходження затравки й сля-

ба в струмку, відстань, що залишилася до відділення затравки, готовність відокремлювального ролика й підйомника затравки (після вилівка 5 м по струмкові підйомник автоматично опускається вниз) на екрані комп'ютера.

Температура охолодної води на вході в кристалізатор не повинна перевищувати 35 °С. Різниця температур води на вході й виході із кристалізатора не повинна перевищувати 10 °С.

По ходу розливання продовжують подавання суміші в кристалізатор невеликими порціями, рівномірно розсипаючи по поверхні меніска сталі. Бурління в кристалізаторі, оголення дзеркала металу й почервоніння великої площі покривного шлаку не допускається.

У процесі розливання за необхідності (зношування, руйнування, затягування й ін.) роблять заміну захисної труби. Зазвичай, її замінюють на переходах між плавками. Заміну заглибного стакана здійснюють або за допомогою механізму швидкої заміни стаканів, або за допомогою маніпулятора.

Під час затягування стакана-дозатора проміжного ковша й неможливості забезпечити необхідну масову витрату сталі допускається робити заміну заглибного стакану з «промиванням» стакана-дозатора киснем. У цьому випадку заміну стакана здійснюють на мірній довжині сляба з урахуванням технологічної обрізі (200 мм до «пояса» і 500-600 мм після «пояса» залежно від часу «промивання»).

Після промивання в робоче положення встановлюють новий заглибний стакан, відкривають стопор і виводять «пояс» із кристалізатора на швидкості 0,4 м/хв., обновили суміш у кристалізаторі. Далі плавно розганяють струмок до робочої швидкості.

Під час розливання можна змінювати ширину кристалізатора. Зміну перерізу здійснюють за швидкості розливання – 0,6-1,5 м/хв. Під час зміни ширини перерізу ШУС у кристалізатор не подають. Перехідний сляб відносять до плавки з меншим перерізом (якщо не змінилася марка сталі).

Кількість плавки, що розливаються через один промківш, визначається станом його футерівки, стопорів і стака-

нів-дозаторів. Безпосередньо перед заміною сталерозливного ковша, з урахуванням допустимої швидкості розливання, рівень металу в промковші піднімають до максимально можливого, а падіння його за час перековшування нижче 400 мм не допускається. Також не допускається потрапляння значної кількості шлаків зі сталерозливного ковша в промківш.

Не пізніше, ніж за 10 хв. до закінчення розливання з цього сталерозливного ковша на резервну позицію підйомно-поворотного стенда встановлюють новий сталерозливний ківш із наступною плавкою. З появою шлаків у струмені металу шиберний затвор закривають, знімають захисну трубу й розворотом підйомно-поворотного стола заміняють відпрацьований сталерозливний ківш на «новий» (рис. 7.16).



Рисунок 7.16 – Заміна відпрацьованого сталерозливного ковша на новий

Після промивання захисної труби киснем її встановлюють на «новий» сталерозливний ківш, після чого відкривають шиберний затвор. У випадку відсутності витікання сталі зі сталерозливного ковша, знявши захисну трубу, пропалюють

канал шибєрного затвора киснем. Захисна труба повинна бути встановлена через 3-5 хв. після пропалювання каналу шибєрного затвора.

Якщо буде потреба в розливанні серії плавок з різних марок сталі без заміни промковша за переходу на іншу марку, необхідно опустити рівень металу в промковші перед відкриттям «нового» ковша до рівня 300-350 мм і вирізати перехідний сляб, що складається із двох зон: зони проникнення (2 м до відкриття нової плавки) і зони змішування (до 6-10 м після відкриття нової плавки). Останній сляб попередньої плавки й перший (після перехідного) «нової» плавки рекомендується вирізати із припуском + 50 мм по довжині для відбору проб на хімічний аналіз.

Заміну промковшів і заглибних стаканів здійснюють під час стикування двох плавок. За необхідності допускається виконання цієї операції на мірній довжині заготовки.

Заміну промковша роблять таким чином:

- перекривають шибєрний затвор і піднімають траверсу підйомно-поворотного стенда у верхнє положення;
- розливають метал, що залишився, не допускаючи потрапляння шлаків у кристалізатор, і закривають стопорами стакани-дозатори промковша;
- швидкість розливання знижують у два-три рази нижче робочої;
- піднімають промківш у верхнє положення й переводять його на вільну резервну позицію за допомогою транспортного візка;
- новий промківш із попередньо встановленими й розігрітими заглибними стаканами переводять із резервної позиції в робочу;
- опускають сталерозливний ківш у нижнє положення;
- наповнюють промківш металом до рівня не менш 250-300 мм, відкривають стопори й наповнюють кристалізатор, не допускаючи сплесків;

– час перерви подавання металу в кристалізатор не повинен перевищувати 2 хвилини, рівень металу в кристалізаторі не повинен опускатися нижче половини висоти кристалізатора;

– через 1 хв. від початку потрапляння металу в кристалізатор (для сортових машин) швидкість розливання плавно збільшують до робочої (час розгону слябових машин становить 4-5,5 хв. після наповнення кристалізатора).

Під час перековшування розливальник повинен контролювати стан меніска металу під шаром ШУС. Не допускається утворення скоринки застиглого металу для запобігання прориву по поясу у зв'язку з перековшуванням.

Порізка безперервнолитої заготовки в процесі розливання здійснюється в автоматичному режимі. Однак, якщо є потреба, допускається порізка заготовок і в ручному режимі. Відрізані на ножицях заготовки маркуються й за допомогою рольгангів транспортуються до холодильника. Головні й донні частини заготовок обрізуються й віддаляються пристроєм для збирання обрізі. Для сляба, наприклад, головна обрізь становить 600-800 мм, хвостова – 1000-1500 мм, а обрізь сляба під час перековшування – 1500-2000 мм до спаю й до 2000 мм після спаю. Під час зупинки машини до 10 секунд обрізь становить 200 мм до спаю й 300-350 мм після спаю, а за зупинки більш 10 секунд і за промивання стакана-дозатора – 200 мм до спаю й 400-600 мм після спаю.

Закінчення процесу розливання (так званий вивід на «кінці») по одному зі струмків рекомендується робити на мірній довжині сляба. Під час розливання на двострумковій слябовій МБЛЗ, для одержання якісної продукції рекомендується виводити на «кінці» один зі струмків до зниження рівня в промковші менш 450-500 мм. Другим виведенням на «кінці» струмком припиняють розливання при рівні металу в проміжному ковші 250-300 мм.

Порядок виводу струмка на «кінці» наступний:

– за 2-3 м до мірної довжини або до закінчення розливання із промковша припиняють подавання суміші в кристалізатор;

- за 1 м до мірної довжини або до закінчення процесу розливання швидкість плавно знижують в 1,5-2,0 рази, а керування стопорним механізмом переводиться в ручний режим;
- із кристалізатора спеціальними совками видаляється шлакоутворювальна суміш і шлак, що потрапляє із промковша;
- за досягнення мірної довжини сляба або рівня в промковші 250-300 мм стопор закривають, а стакан-дозатор промковша перекривають «заглушкою» за допомогою пристрою для швидкої заміни заглибного стакана;
- швидкість розливання плавно знижують до 0,2 м/хв. і видаляють заглибний стакан;
- верхній шар металу в кристалізаторі перемішують загнutoю трубкою до усадки сляба, після чого в кристалізатор подають воду в такій кількості, щоб відбувалося її повне випаровування (для більш швидкого «заморожування» у верхній шар металу допускається встановлення «холодильника» (рис. 7.17) у вигляді металевої пластини);



Рисунок 7.17 – Хвостові частини блюмових заготовок з «замороженими» пластинами-холодильниками

– після того, як скоринка на хвостовій частині заготовки повністю сформувалася, заготовку виводять із кристалізатора й потім на робочій швидкості видаляють із МБЛЗ; виводити із кристалізатора хвостову частину заготовки з рідким металом забороняється.

Після видавання останньої заготовки на вихідну ділянку закриваються засувки подачі аварійного охолодження кристалізатора, ЗВО й замкненого контуру машини. Відключення привода механізму хитання кристалізатора й вимикання секцій вторинного охолодження виконуються в автоматичному режимі.

Заготовки МБЛЗ маркуються (рис. 7.18) на приймальному рольгангу.



Рисунок 7.18 – Маркувач заготовок

Зазвичай на заготовці вказуються дата й номер плавки, номер агрегату, номер МБЛЗ і струмка, порядковий номер заготовки, товарний знак виробника, клеймо ВТК й т.п. На заготовках з низьколегованої сталі може також указуватися ма-

рка сталі. Після маркування сляби передаються за допомогою кліщового крана на склад слябів (рис. 7.19 а).

Охолодження слябів відбувається в штабелі (рис. 7.19 б) протягом не менш 36 годин, а для сталей з умістом вуглецю нижче 0,20% – не менш 72 годин.



а)

б)

Рисунок 7.19 – Транспортування слябів від МБЛЗ (а) і їх штабелювання (б)

Для охолодження сортових заготовок використовують поворотні холодильники (рис. 7.20).



а)

б)

Рисунок 7.20 – Зона поперечного транспортування заготовок (а) і поворотний холодильник сортової МБЛЗ (б)

Контроль параметрів процесу розливання сталі (швидкість витягування заготовок, температура металу в промковші, витрата води на охолодження кристалізаторів і ЗВО, робота ТПМ і пристрою поділу заготовок на мірні довжини й т.п.) здійснюється оператором центрального пульта керування МБЛЗ відповідними приладами.

До фіксованих параметрів належать: номер плавки, поданої на ділянку розливання, і марка сталі; час початку й закінчення розливання, плавки; номери використовуваних сталерозливного й проміжного ковшів, а також номери плавок у серії; тривалість і режим розігріву футерівки промковша; характер відкриття дозувальних вузлів промковша; центрування струменів металу із промковша відносно кристалізаторів; номери кристалізаторів по струмках; швидкість витягування заготовок по струмках МБЛЗ; результат і час вимірів температури металу в промковші; витрати води на охолодження кристалізаторів; витрати води по секціях зон вторинного охолодження заготовок для кожного струмка МБЛЗ; втрати струмків під час розливання сталі і їх причини; можливі відхилення в процесі розливання сталі; зауваження щодо роботи механізмів МБЛЗ.

7.3 Основні аварійні ситуації й можливі неполадки під час безперервного розливання сталі

Виникнення аварійних ситуацій і неполадок у процесі розливання сталі на МБЛЗ може бути зумовлене несправністю й виходом з ладу елементів технологічного устаткування, відхиленнями від нормальних технологічних параметрів у ході процесу безперервного лиття, порушеннями в підготовці металу до розливання, використанням неякісних матеріалів, помилками в роботі персоналу й т.д.

Забезпечення заданих техніко-економічних параметрів розливання сталі на МБЛЗ і високої якості одержуваних злитків у значній мірі залежить від строгого виконання чинних на підприємстві технологічних інструкцій, що, у свою чергу, сприяє недопущенню й попередженню різного роду аварій і

неполадок, здатних призвести не тільки до значних втрат металу, але й дорогого технологічного устаткування.

Проте, навіть за високого рівня технологічної й трудової дисципліни небажані аварійні ситуації й неполадки іноді виникають і обслуга повинна уміти швидко їх ліквідувати, забезпечивши мінімальний збиток виробництву.

У випадку *прогару футерівки сталерозливного* ковша, який може виникнути за перевищення її експлуатаційного ресурсу, порушення технології підготовки або застосування неякісних вогнетривів, незалежно від місця прогару, розливальники зобов'язані негайно покинути небезпечну зону, необхідно закрити шиберний механізм, розвернути поворотний стенд у резервну позицію, від'єднати гідроциліндр. Ужити заходів до переливання металу (якщо це можливо) в інший ківш або злити метал в аварійну ємність. Після розвороту ковша розливальники можуть повернутися на свої робочі місця й закінчити розливання у звичайному режимі.

Якщо через високу температуру на розливальному майданчику, а також за наявності гарячої охолоді сталі й т.п., виведення струмків «на кінці» є технічно неможливим (або цей процес буде занадто тривалим), то струмок МБЛЗ необхідно «заохолдити», тобто зупинити рух заготовки.

Охолодження струмка також здійснюється у випадку, якщо заготовку вже неможливо вивести з нього (механічні або електричні неполадки, через переливання або прорив, занадто довгий вимушений перестій і т.п.) і її необхідно «заохолдити» безпосередньо на установці. Охолодження здійснюється витрачанням максимального обсягу води форсункового охолодження (залежно від відповідної марки сталі). Після охолодження здійснюється аварійна порізка заготовки з наступним виведенням її із криволінійної й горизонтальної ділянок МБЛЗ.

Неповне закриття шиберного затвора сталерозливного ковша може бути викликане несправністю механізмів керування шиберним затвором, розмивом отворів вогнетривких плит за пропалювання киснем, порушенням технології уста-

новки плит шибєрного затвора й т.п. У цій ситуації необхідно збільшити швидкість розливання до максимально допустимої й спробувати «приробити» плити шибєрного затвора. Якщо така операція не приносить успіху, розливання припиняється.

Під час інтенсивного витікання сталі із шибєрного затвора сталерозливного ковша у випадку, коли продовжувати процес розливання неможливо, через переповнення шлаківні й аварійного жолоба, ківш необхідно розвернути до аварійного ковша. Під час повороту персонал повинен дотримувати безпечної дистанції.

Якщо не відкривається шибєрний затвор ковша, необхідно:

- перевірити наявність сигналів кінцевих вимикачів «промківш і сталерозливний ківш у позиції розливання», за відсутності – налагодити сигнал;

- перевірити щільність шлангових кріплень і приєднання гідроциліндра, справність пульта керування гідроциліндром, а також чи відкриті клапани гідроконтролерів шибєрного затвора.

Якщо шибєрний затвор відкрити не вдається, ківш необхідно повернути й зняти із ППС.

Прохід металу між вогнетривкими плитами шибєрного затвора сталерозливного ковша можливий внаслідок несправності механізмів керування шибєрним затвором, порушення технології встановлення плит шибєрного затвора, розмиву отворів вогнетривких плит при пропалюванні киснем. У випадку проходу металу між вогнетривкими плитами шибєрного затвора необхідно припинити розливання, передати ківш для переливання залишків металу в інший ківш або аварійну ємність, щоб уникнути ушкоджень персоналу й устаткування МБЛЗ.

Затягування каналу розливного стакану сталерозливного ковша зазвичай має місце під час розливання сталі з низькою температурою та підвищеного забруднення неметалеви-ми включеннями, а також за розливання металу з підвище-

ним вмістом алюмінію або інших хімічних елементів, що знижують рідкоплинність сталі.

У цій ситуації необхідно закрити й знову відкрити шиберний затвор. Якщо при цьому сталь не пішла, то слід зробити пропалювання колектора шиберного затвора за допомогою кисневої трубки. У випадку розливання із захистом струменя зі сталерозливного ковша, вогнетривка труба від'єднується від колектора й відводиться вбік. Повторна установка труби здійснюється після пропалювання колектора й прогріву його металом протягом 5-6 хвилин. Проте, будь-яке використання кисню буде впливати на рівень якості металу внаслідок його забруднення оксидними неметалевими включеннями.

Прогар футерівки промковша можливий у тому випадку, коли розливання здійснюється за перевищення експлуатаційного ресурсу футерівки, порушення технології її підготовки, використання неякісних вогнетривів і невлучання струменя металу зі сталерозливного ковша на бійну плиту.

Шиберний затвор сталерозливного ковша й стопора промковша повинні бути негайно закриті, а витяжні приводи зупинені (аварійна зупинка). За можливістю промківш необхідно пересунути в резервне положення (не піднімаючи), а розливальники повинні негайно покинути небезпечну зону. Візок промковша може бути переміщений у резервну позицію за допомогою аварійного гідравлічного переміщення.

Як тільки промківш буде встановлений у безпечне положення, розливальники можуть повернутися до кристалізаторів.

Некриття стопора проміжного ковша можливе за використання неякісних стопорів-моноблоків або несправності стопорного механізму. У процесі розливання може відбуватися часткове руйнування головки стопора-моноблока. У цій ситуації необхідно негайно закрити шиберний затвор сталерозливного ковша й спробувати приробити стопор. Якщо це допомогло, то можна продовжувати розливання за нормальної швидкості, перемкнувши датчик рівня кристалізатора в автоматичний режим.

А якщо ні, то для того, щоб уникнути переливу, спробувати закрити стопор аварійним закриттям. За неминучості переливу необхідно негайно закрити стакан-дозатор аварійною плитою механізму заміни заглибного стакана й вивести струмок «на кінці».

Затягування дозувальних вузлів промковша відбувається під час розливання металу з низькою температурою, підвищеним вмістом алюмінію й забрудненням неметалевими включеннями. Основним заходом ліквідації такої аварійної ситуації є пропалювання каналу дозатора кисневою трубкою.

Вихід з експлуатації заглибної труби або заглибного стакана має місце внаслідок розтріскування вогнетривів, затягування робочого каналу й відриву, зношування нижньої частини стакана, труби. При цьому проводиться очищення каналу колектора й захисної труби за допомогою кисню, а за необхідності – заміна вогнетривкого виробу. Якщо заміна заглибного стакана є неможливою, то вставляється аварійна плита в пристрій його заміни, а струмок виводиться «на кінці».

Під час проходження сталі між стаканом-дозатором й заглибним стаканом необхідно негайно закрити стакан-дозатор аварійною плитою механізму заміни заглибного стакана й вивести струмок «на кінці». Якщо це не допомогло, необхідно перемістити промківш у резервне положення над аварійними ємностями.

Переповнення (перелив) кристалізатора має місце внаслідок помилкових дій розливальника сталі (під час ручного режиму підтримки рівня металу в кристалізаторі), несправності тягово-правильної машини або пристроїв для поділу заготовки на мірні довжини й збоїв у роботі системи автоматичного підтримування рівня металу в кристалізаторі. У випадку переливу металу й неможливості оперативно припинити його подавання, необхідно зупинити струмок і оперативно обрізати охолодь металу. У тому випадку, якщо час простою струмка внаслідок виконаних дій не перевищив максимально допустимий (4-8 хв. для слябових МБЛЗ), то можна продовжити розливання в номінальному режимі. За неможливості припинення

подавання металу в кристалізатор необхідно «заглушити» стакан-дозатор захисною плитою й вивести струмок «на кінці».

Прорив металу через кірку зливка під кристалізатором можливий з наступних причин: зависання (прилипання) оболонки заготовки в кристалізаторі, наявність грубих скупчень шлаків біля меніска металу, захоплених у підкірковий шар зливка, перевищення граничної швидкості розливання, порушення режиму охолодження зливка, збільшення температури розливаного металу вище рекомендованої, а також незадовільне центрування струменя металу із промковша в кристалізатор.

Ознаками прориву є різке зниження рівня металу в кристалізаторі, поява зеленуватого полум'я над ним і голосний ляскіт. За перших ознак прориву розливальникам необхідно оперативно закрити стопори промковша й знизити швидкість розливання за увімкненого привода механізму хитання. При цьому охолодження у ЗВО здійснюється на мінімальному рівні. Далі через 2-3 хвилини (у випадку відновлення рівня й відсутності ляскоту) можна плавно збільшувати швидкість розливання й інтенсивність охолодження до номінальних значень.

Відразу ж після виявлення прориву необхідно перевірити, чи зупинилася заготовка, чи все ще продовжує рух. У випадку, якщо заготовка не рухається, приводи витягання необхідно негайно зупинити. Також необхідно зупинити приводи й «захолодити» струмок, якщо витяжне зусилля перевищує звичайне значення на 50 % (витяжне зусилля до прориву) унаслідок утворення охолоді.

Підвисання скоринки зливка в кристалізаторі має місце за відсутності (нестачі) змащення між стінками кристалізатора й твердою оболонкою зливка, жолоблення стінок кристалізатора, появи грубих дефектів і ушкоджень на робочій поверхні його стінок, порушення режиму хитання кристалізатора й неспіввісності кристалізатора з технологічною віссю МБЛЗ.

У випадку видачі аварійного сигналу системою раннього виявлення підвисання необхідно знизити швидкість розливання до 0,2-0,4 м/хв. до стабілізації системи. Після стабілі-

зації процесу розливання струмок плавно виводиться на робочу швидкість розливання.

Якщо впродовж 20 секунд під час розливання з низькою швидкістю ситуація в системі раннього виявлення підвисання не стабілізується, то необхідно на 5-10 секунд зупинити струмок, а потім плавно вивести його на робочу швидкість розливання.

За візуального виявлення підвисання зливка (опустивши рівень металу на 50-70 мм) слід негайно зупинити струмок на 10-30 секунд. Далі слід вивести пояс із кристалізатора на швидкості 0,5-0,6 м/хв. (протягом 1,5 хв.) і плавно збільшити швидкість розливання до робочої.

Якщо під час запуску МБЛЗ на перших 2 метрах отримано аварійний сигнал системи раннього виявлення підвисання, необхідно опустити рівень металу в кристалізаторі на 50-70 мм і здійснити візуальну перевірку на наявність факту підвисання. Далі, у випадку виявлення підвисання, необхідно діяти за раніше описаною схемою.

За повторних зависань розливання на цьому струмку припиняється, а потім оглядається робоча порожнина кристалізатора, перевіряється його виставлення щодо технологічної осі, робота механізму хитання й роботоздатність системи подачі змащення.

Відрив затравки від заготовки можливий за передчасного запуску механізму витягування заготовки, неправильної установки холодильних елементів на головку затравки, різкого набору швидкості витягування заготовки й підвисання заготовки в кристалізаторі. У цьому випадку необхідно негайно припинити розливання на цьому струмку.

Простій струмка може бути викликаний різними технологічними й організаційними причинами й передбачає скорочення до мінімуму витрати охолодної води. За раптової зупинки, якщо не можливо запустити струмок протягом двох хвилин, подальше розливання забороняється (небезпека прориву). Максимально допустимий час простою струмка (за плавного зниження швидкості перед зупинкою) визначається

для кожного певного перерізу заготовки й може становити від 1-2 хв. для дрібного сорту до 8-10 хв. для великих слябів.

Затримка подавання сталерозливного ковша може відбуватися через затримки під час позапічної обробки, транспортування, підготовки ковша й т.п. У цьому випадку необхідно знизити швидкість розливання до рівня очікуваної затримки. Мінімально допустима швидкість розливання визначається для кожної марки сталі й перерізу заготовки. Якщо цього зниження швидкості недостатньо для того, щоб забезпечити послідовне розливання, швидкість необхідно збільшити знову до нормального рівня, а розливання наступної плавки скасувати.

Слід мати на увазі, що зниження швидкості розливання повинно бути надзвичайним заходом для досягнення зв'язку з розливанням наступного ковша й не повинне відбиватися на зниженні якості сляба (поверхня й розміри), а також викликати більше навантаження на напрямну струмка. Тому необхідно вжити всіх заходів для того, щоб зберегти необхідний цикл розливання.

Під час неполадок у роботі устаткування механізму хитання кристалізатора слід негайно знизити швидкість до рівня 0,2 м/хв. Якщо протягом 2-х хвилин робота механізму хитання не відновиться, необхідно зупинити струмок, а у випадку, коли протягом 2-х хвилин після зупинки робота механізму хитання не відновиться – вивести струмок «на кінці».

Процес розливання необхідно припинити в тому випадку, якщо за штатної витрати води різниця температур між входом і виходом із кристалізатора перевищує 12 °С. Рекомендована нормальна різниця температур за номінального режиму роботи зазвичай становить 4-8 °С.

У випадку виходу з ладу системи охолодження кристалізатора (збій електроживлення, поломка насоса, припинення подачі води) вмикається звукове й візуальне сповіщення. При цьому необхідно негайно закрити стопори й шиберний затвор. Потім на максимально допустимій швидкості розливання необхідно опустити метал у кристалізаторі до рівня ~

700 мм від верхньої крайки мідних плит і зупинити струмок. Після того, як буде «заохолоджено» хвіст сляба (2-3 хвилини), слід вивести сляб із кристалізатора, плавно збільшуючи швидкість до робочої.

Якщо аварійне охолодження кристалізатора не спрацювало, то необхідно на максимальній швидкості вивести сляб із кристалізатора.

Під час неполадок у роботі системи форсунного охолодження (збій електроживлення, поломка насоса) вмикається сигнал сповіщення й автоматично вмикається аварійне охолодження. При цьому необхідно перевірити роботу насосів подачі води на ЗВО й спробувати відновити подавання води на неї. Якщо ситуація стабілізувалася, то можна вимкнути аварійне охолодження ЗВО. Якщо подавання води на ЗВО не відновлюється, то необхідно вивести струмки «на кінці».

У випадку повного виходу з ладу системи паровідводу необхідно закрити шиберний затвор сталерозливного ковша й продовжувати розливання до мінімального рівня металу в промковші й потім вивести струмки «на кінці».

7.4 Основні питання охорони праці й техніки безпеки під час розливання сталі на МБЛЗ

Уся обслуга, що працює на машині безперервного лиття заготовок, повинна дотримуватися вимог «Правил техніки безпеки в сталеплавильному виробництві», а також чинної інструкції з техніки безпеки для розливальників і операторів МБЛЗ цього підприємства (цеху).

Під час руху по цехові обслузі необхідно користуватися призначеними для цього пішохідними проходами, переходами, галереями й т.п. Усі запасні виходи повинні бути вільними й мати розпізнавальні написи.

МБЛЗ повинна експлуатуватися відповідно до вимог усіх стандартів і норм, що є чинними на момент використання машини, а також із дотриманням усіх вимог відносно захисту здоров'я, навколишнього середовища й заходів, що забезпечують безпеку. Усі МБЛЗ обладнаються гучномовним і

телефонним зв'язком, сигналізацією й, за необхідності, телевізійними пристроями для спостереження за роботою окремих агрегатів. На пульті керування МБЛЗ необхідно мати набір приладдя для надання швидкої медичної допомоги, уміст набору необхідно періодично оглядати й поповнювати.

Проведення дослідних робіт на технологічному устаткуванні допускається тільки за наявності розробленої й затвердженої відповідальною особою підприємства тимчасової інструкції, у якій повинні бути передбачені заходи, що забезпечують необхідний рівень безпеки.

Усі виробничі процеси на МБЛЗ, починаючи з розливання металу й закінчуючи видаванням заготовок на стелажі, повинні бути механізовані й, за можливості, автоматизовані. Однак у конструкції МБЛЗ обов'язково передбачається можливість і ручного (аварійного) керування роботою всіх механізмів.

Більшу частину технологічних операцій з розливання сталі обслуга виконує безпосередньо з розплавленим металом і шлаками. Неправильне виконання цих операцій може викликати вибухи, сплески, викиди металу, що призводять до опіків і травм. Особливо небезпечним є стикання рідкого металу з вологими пористими матеріалами. Тому від робітників та інженерно-технічних працівників вимагається ретельне виконання правил техніки безпеки, особливо під час транспортування наповнених металом ковшів від сталеплавильного агрегату до МБЛЗ. Траса на шляху переміщення ковша повинна бути вільна від сторонніх об'єктів, а транспортування супроводжується постійним звуковим сигналом. Доцільно зону переміщення обгороджувати попереджувальними знаками.

Зона вторинного охолодження зазвичай виділяється в окреме приміщення, що має теплоізолювальні стіни й витяжну вентиляцію. При цьому двері, що ведуть у приміщення, під час лиття металу повинні бути замкнені, а для обслуговування ЗВО влаштовуються майданчики й сходи. Технологічне устаткування, розташоване нижче ЗВО до тягових механізмів включно, розміщується в приміщенні з вогнестійкими

стінами й доступ до нього обслугову під час розливання металу забороняється.

У системі охолодження кристалізатора й зони вторинного охолодження передбачається аварійне водопостачання на випадок відключення основної системи подачі води. Резервний запас води повинен забезпечувати розливання всієї сталі, що перебуває в сталерозливному ковші. За припинення або зменшення подавання води в кристалізатор й у ЗВО на пост керування МБЛЗ повинні автоматично подаватися звукові й світлові сигнали й розливання сталі негайно припиняється. Наявність вологи (або підтікань води) у внутрішній порожнині кристалізатора не допускається, а починати розливання сталі до подавання води в систему охолодження кристалізатора й у ЗВО категорично забороняється.

Для попередження механічного руйнування твердої оболонки заготовки, що утворюється в кристалізаторі, і прориву рідкого металу під кристалізатором необхідно: забезпечувати раціональні параметри зворотно-поступального руху кристалізатора (регламентуються технологічною інструкцією); робити пуск тягових пристроїв після заповнення кристалізатора металом до рівня, передбаченого інструкцією з розливання, плавно з поступовим збільшенням швидкості до її робочої величини; забезпечувати рівномірне охолодження заготовок у ЗВО; забезпечувати рівномірне подавання ШУС (або масла) у кристалізатор і т.п.

Для введення затравки в кристалізатор використовуються спеціальні пристрої (машини), які розташовуються на розливальному майданчику. Уведення затравки проводиться згідно з інструкцією з безпеки праці.

Пост керування МБЛЗ на розливальному майданчику повинен бути розташований в окремому приміщенні з теплоізолювальними стінами, теплозахисним застеленням, захищеним металевою сіткою, і мати, зазвичай, два виходи на розливальний майданчик. Розташування поста керування повинне забезпечувати операторові гарну видимість операцій, здійснюваних

на машині. На час розливання металу між постом керування й кристалізатором повинен установлюватися пересувний екран.

Розливальний майданчик МБЛЗ (рис. 7.21) зазвичай викладається вогнетривкою цеглою й має поручнєве огородження. Він має не менш двох виходів і оснащений спеціальними пристроями (вентиляторами) для повітряного душування робочих місць.

Пости керування газовими різакми розташовуються в приміщеннях з теплоізолювальними стінами й мають оглядові вікна з теплозахисним застлінням. Конструкція різаків, а також підведення газу й кисню повинні відповідати вимогам відповідних стандартів і Правил безпеки в газовому господарстві підприємств чорної металургії. Різаки газорізання необхідно прохолоджувати водою, а їх кріплення на візку повинно забезпечувати можливість зручного й безпечного знімання кожного з них для ремонту під час короткочасних перерв у роботі установки.



Рисунок 7.21 – Розливальний майданчик МБЛЗ

Для аварійного зливу металу зі сталерозливного ковша передбачаються спеціальні ємності (рис. 7.22), що забезпечують приймання всього металу, який вміщується в ньому.

Насосно-аккумуляторні станції МБЛЗ розташовуються в окремих приміщеннях, які відповідають вимогам протипожежних норм і мають стоки або збірники для масла. Будова й експлуатація посудин, установлених у насосно-аккумуляторних станціях, повинна відповідати вимогам Правил улаштування й безпечної експлуатації посудин, що працюють під тиском.

Підйомник для видачі заготовок із МБЛЗ обладнано огороженням, що унеможливорює вхід обслуги в зону його дії під час роботи. Прибирання й навантаження заготовок, а також збирання окалини повинні бути механізовані.



Рисунок 7.22 – Аварійна ємність для зливу рідкої сталі

Конструкція сталерозливних і проміжних ковшів повинна усувати загрозу мимовільного їхнього перекидання. Кільце й цапфи ковша після виготовлення й не рідше одного разу за рік піддають перевірці методом неруйнівного контролю.

лю, а також не рідше одного разу за шість місяців ретельному огляду. Зношування цапф у всіх вимірах не повинно перевищувати 10% від первинних розмірів. Керування стопорами й шибєрними затворами ковшів повинно бути дистанційним, а в гідроприводах шибєрних затворів сталерозливних ковшів використовуватися негорючі робочі рідини.

Під час транспортування сталерозливних і проміжних ковшів не допускається їхнє наближення до сусідніх ковшів і устаткування на відстань менш 0,5 м. Присутність людей і всякі роботи в зоні менш 1,5 м від ковша, що транспортується, забороняються. Наповнений сталерозливний ківш слід переміщати плавно (без ривків), щоб уникнути значних динамічних навантажень на окремі частини мостового крана й виплесків металу й шлаків з ковша. Готуючи ківш до приймання плавки необхідно перевіряти стан його футерівки, особливо дна й прилеглих до нього рядів футерівки стін, а також кожуха й цапф. Подавати до приймання плавки промковші, що мають ненадійну футерівку або несправний стопорний механізм, не допускається.

Розливальник сталі й оператор МБЛЗ зобов'язані: виконувати тільки ту роботу, яка дозволена інструкцією, і за умови, що безпечні способи її виконання йому відомі; працювати в справному спецодязі, спецвзутті й засобах індивідуального захисту (захисна каска із затемненими окулярами, щитки, навушники, беруші, вачеги); спецодяг (сукняна куртка й штани) повинні бути пожежобезпечного виконання й т.п.

Під час роботи розливальник сталі й оператор МБЛЗ повинні бути обережними й використовувати передбачені інструкціями захисні інструменти й пристосування, оскільки виконання ними виробничих функцій пов'язане з небезпечними або шкідливими чинниками. Не допускається працювати на несправному устаткуванні, несправним інструментом і без захисних або запобіжних пристроїв – огорожень, блокувань, сигналізації й т.п.

Усі пристрої й інструмент для пожежогасіння повинні бути відповідного класу, належним чином заповнені, розта-

шовуватися в доступних місцях, мати розпізнавальні знаки й регулярно перевірятися.

На розливальному майданчику не повинні перебувати легко займисті (займисті) матеріали, якщо в них немає необхідності в цей момент. Не допускається витік масла в зоні роботи з киснем, а також у зоні можливих проривів рідкого металу.

Як *спеціальні вимоги* правил техніки безпеки під час безперервного розливання сталі можна виділити наступні основні моменти:

- кожух промковша повинен відповідати вимогам технічної документації виготовлювача (постачальника), не мати тріщин, значних ум'ятин, жолоблення (деформацій), механічних ушкоджень цапф і т.п.;

- перед прийманням рідкого металу футеровка промковша повинна бути прогріта до певної температури (1000-1100 °С) і не мати видимих ушкоджень (руйнувань, обвалів) робочого шару;

- аварійні ємності, жолоби, внутрішня порожнина кристалізатора, головки затравок, матеріали, що укладаються на головку затравки за підготовки струмка МБЛЗ, а також інші деталі устаткування, що безпосередньо контактують із рідким металом, обов'язково повинні перебувати в сухому стані;

- аварійні ковші, аварійні ємності повинні регулярно звільнятися від залишків металу для наступної можливості їх наповнення за виникнення аварійних ситуацій;

- промковші й аварійні ємності, заповнені рідкою сталлю в аварійних ситуаціях, не повинні підніматися краном до достатнього її затвердіння;

- перед використанням кисню необхідно перевірити, щоб шланг та іскрогасник були справними й чистими (від масла), і переконатися, що ніхто із працівників не потрапляє під траєкторію польоту бризок рідкого металу;

- не допускається використання кисню замість стиснутого повітря для обдування (видалення) пилу, сміття й т.п.;

- усі деталі, устаткування, які можуть бути в контакті з киснем, повинні бути чистими від змащення й масла (ці вимоги також висуваються й до спецодягу обслуги);
- рампи клапанів для гідравліки, газу, стиснутого повітря повинні бути захищені спеціальними екранами, якщо вони перебувають у зоні, де можуть бути піддані впливу випромінюваного тепла від гарячих заготовок;
- під час процесу розливання металу доступ обслуги в камеру ЗВО категорично забороняється внаслідок небезпеки ураження бризками рідкого металу в момент прориву;
- радіоізотопне джерело системи контролю рівня металу в кристалізаторі (сортові МБЛЗ) дозволяється відкривати тільки безпосередньо перед розливанням, закривати відразу ж після закінчення розливання;
- необхідно суворо дотримуватися правил техніки безпеки під час експлуатації й транспортування радіоактивного джерела.

7.5 Охорона навколишнього середовища під час безперервного розливання сталі

До середини ХХ століття й особливо в останні десятиліття в результаті швидкого розвитку промисловості, транспорту й енергетики різко підсилилося антропогенне навантаження на природу. У зв'язку із цим стала очевидною небезпека виснаження природних ресурсів, а також незворотного забруднення й зміни навколишнього середовища.

Статистичні дані свідчать про те, що на планеті щорічно спалюється понад 1 млрд. тонн умовного палива, викидаються в атмосферу десятки млн. тонн окислів азоту й сірки (частина з них повертається у вигляді так званих кислотних дощів), більш 400 млн. тонн золи, сажі й пилу. Забруднення атмосферного повітря, прісної води, родючого ґрунту прийняло глобальний характер. При цьому масштаби забруднень настільки великі, що природні здатності біосфери до нейтралізації шкідливих речовин і самоочищення практично вичерпані.

Джерелом інтенсивного забруднення навколишнього середовища в нашій країні та в низці інших є підприємства металургійної галузі. Будівництво більшості з них припало на першу половину минулого століття, а також післявоєнний період відновлення промисловості. У цей період питання природоохоронної діяльності підприємств не були настільки актуальними й у найкращому разі реалізовувалися за залишковим принципом.

Ситуація, яка склалася в індустріальних районах України, вимагає пошуку нових ефективних шляхів і підходів до вирішення екологічних проблем, пов'язаних з функціонуванням промислового виробництва. Очевидно, що це повинен бути цілий комплекс організаційних і технічних заходів, спрямованих на запобігання або істотне зниження несприятливого впливу виробничої діяльності на навколишнє середовище і, як наслідок, на здоров'я людини.

Особливістю вітчизняного металургійного виробництва є негативний вплив на всі складові навколишнього середовища: забруднення ґрунтів через масове складування відходів, скидання недостатньо очищених виробничих вод у природні водойми, а також викиди в атмосферу великої кількості шкідливих речовин і пилу.

Так, наприклад, для більшості металургійних підприємств актуальна проблема переробки техногенних утворень. Відомо, що для виробництва однієї тонни сталі традиційним способом у виробництво залучається більше трьох тонн первинних природних сировинних ресурсів.

У загальному балансі промислового водоспоживання на частку чорної металургії доводиться 15-16%, що в цілому відповідає частці промислового енергоспоживання й викидам шкідливих речовин в атмосферу цією галуззю. При цьому в більшості випадків після промислового використання ця вода не обробляється належним чином і забрудненою потрапляє в поверхневі й ґрунтові води. Важкі метали, відпрацьоване масло, різного роду феноли й низка інших шкідливих елементів, що присутні у воді, яка скидається, роблять її непридатною для

подальшого використання, а часом стають причиною масової загибелі біоресурсів у прилеглих водоймах. Очевидно, що найважливішими пунктами екологічних програм металургійних підприємств повинно стати скорочення обсягу забору свіжої технічної води й зниження обсягу скидання виробничих вод.

Установлено, що підприємства чорної металургії викидають в атмосферу до 25% пилу, який містить метал й окис вуглецю від загальної кількості цих речовин, що потрапляють в атмосферу в результаті промислової діяльності. На металургію, наприклад, припадає поширення в атмосфері майже 50% окислів сірки, які неутилізуються промисловістю. Крім того, технологічний цикл супроводжується викидами в атмосферу цілого спектра токсичних для людського організму речовин, включаючи бензопірен, фториди, сполуки марганцю, ванадію, хрому та ін. Подібне забруднення повітря вкрай негативно впливає на здоров'я населення, що живе в безпосередній близькості від металургійних підприємств, багато з яких мають статус містоутворювальних.

У наш час питання екології перебувають у центрі уваги керівництва й громадських організацій металургійного комплексу, однак на усунення проблем, що накопичувалися десятиліттями, буде потрібно певний період часу. Так, навіть чинні нормативні документи потребують уточнення, оскільки металургам досить часто доводиться мати справу з комплексом не вирішених юридичних питань.

Найважливішим документом у галузі природоохоронної діяльності металургійних підприємств повинен бути екологічний стандарт, розроблений на базі міжнародної системи стандартів ISO 14000, якою, у свою чергу, керуються країни Європейського Союзу, Японія, США й багато інших. Особливістю цієї системи стандартів є її орієнтування не на конкретні технології або кількісно-якісні показники (обсяг викидів, концентрації речовин і т.п.), а на систему екологічного менеджменту (СЕМ) або СКОС – система керування охороною навколишнього середовища.

Слід зазначити, що екологічний менеджмент віднесено до вищого пріоритету промислової діяльності у XXI столітті, що було продекларовано на Конференції об'єднаних націй з навколишнього середовища й розвитку в Ріо-де-Жанейро (1992 р.).

Крім того, системою стандартів ISO 14000 передбачається створення виробництв, яким повинні бути властиві: безвідходність, екологічно сприятливі технології вироблення продукції й висока культура персоналу.

Для вітчизняних металургійних підприємств така сертифікація є неодмінною умовою маркетингу продукції на міжнародних ринках, оскільки ЄС оголосила про свій намір допустити на ринок країн Співдружності тільки сертифіковані в рамках ISO 14000 компанії. Крім того, наявність авторитетного екологічного сертифіката є істотною конкурентною перевагою підприємства при одержанні державного замовлення.

У галузі природоохоронної діяльності показовим є приклад металургійних підприємств низки країн Західної Європи, наприклад, Фінляндії. Лідером у виробництві металу в цій країні по праву вважається корпорація Ruukki (провідний європейський постачальник виробів із металу для будівництва й машинобудування), якій належить кілька заводів на південному заході Фінляндії, а також найбільший металургійний комбінат у м. Раахе на півночі країни. Побудований на початку 60-х років із залученням радянських фахівців, комбінат у наш час є основним виробником металу й металопродукції у Фінляндії. Підприємство перебуває практично в центрі невеликого містечка з населенням 22,4 тис. людей на території міжнародного морського порту. У галузі охорони навколишнього середовища підприємство оснащене за останнім словом науки й техніки. Воно не чинить негативного впливу на інвестиційну привабливість прилеглих територій, і вони не мають потреби в статусі «санітарно-захисна зона» — такого поняття на Заході взагалі немає.

В інтересах збереження природної рівноваги й мінімізації шкоди навколишньому середовищу, від підприємств металургійного комплексу України потрібно в дуже стислі строки вирішити безліч екологічних завдань. Основними серед них по-

винні стати: оцінювання фактичного стану навколишнього середовища, виявлення шляхів зниження негативного впливу на природу, реконструкція (будівництво нових) виробництв із урахуванням вимог природоохоронного законодавства й думки громадськості, упровадження екологічно чистих технологій, створення СКОС, усвідомлюючи, що витрати на екологію не можуть бути збитковими.

Під час ведення технологічних процесів з розливання сталі на МБЛЗ необхідно дотримуватися норм й вимог щодо охорони довкілля, відповідно до чинного законодавства. Усі операції, передбачені технологією розливання сталі на МБЛЗ, повинні забезпечувати мінімальні викиди шкідливих речовин.

Відомо, що безперервне розливання сталі забезпечує істотне енерго- й ресурсозаощадження порівняно з розливанням у зливки. Найбільш важливою складовою при цьому є радикальне підвищення виходу придатної продукції. Заміна традиційного розливання сталі у виливниці на безперервне розливання сприяє збільшенню виходу придатного прокату з 73-75 до 95-97 %. Основні екологічні переваги розливання сталі на МБЛЗ порівняно з розливанням у виливниці ілюструються рисунком 7.23.

Значні перспективи відкриваються перед виробництвом за використання розроблених фахівцями-інженерами, металургами високоефективних нових технологій (рис. 7.24).

Основна кількість шкідливих речовин на МБЛЗ виділяється на розливному майданчику зі струменя й дзеркала металу в кристалізаторі, у проміжних розливальних пристроях під час розігріву перед заливанням сталі, у зоні газорізання під час різання злиwkів на заготовки й т.п. Промковші, зазвичай, опалюються природним або коксовим газом. При цьому паливо згоряє не повністю, тому в атмосферу цеху виділяються оксид вуглецю й метан.

З поверхні металу в кристалізаторі, струменя з ковша й проміжного ковша також виділяється деяка кількість пилу й оксиду вуглецю. Додаткове виділення пилу (шкідливих для екології й здоров'я людей речовин) також відбувається внаслідок періодичного подавання теплоізолювальної суміші в промківш і шлакоутворювальної суміші в кристалізатор.

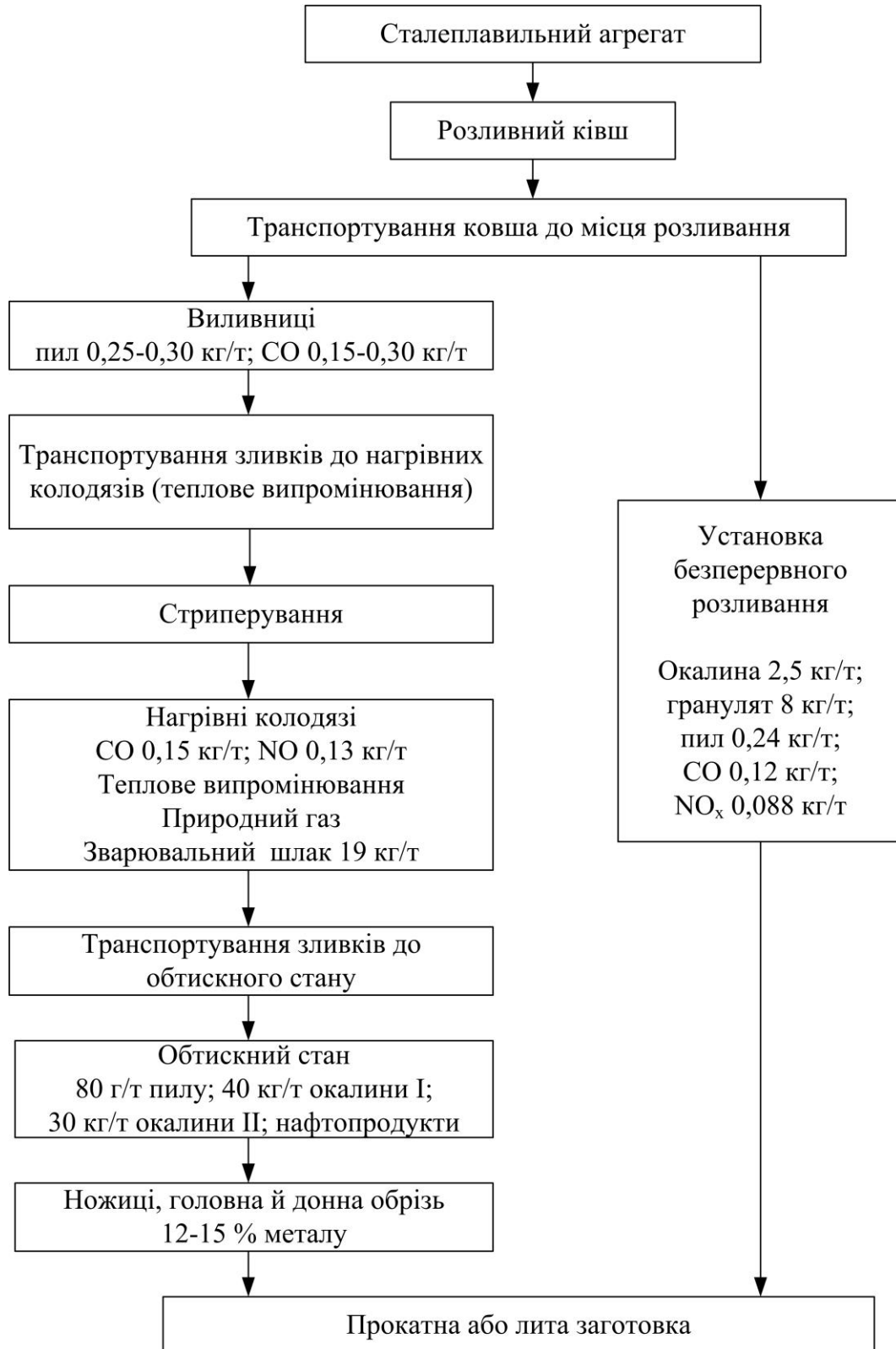


Рисунок 7.23 – Порівняльна схема одержання заготовки під час розливання сталі в зливки й безперервним способом

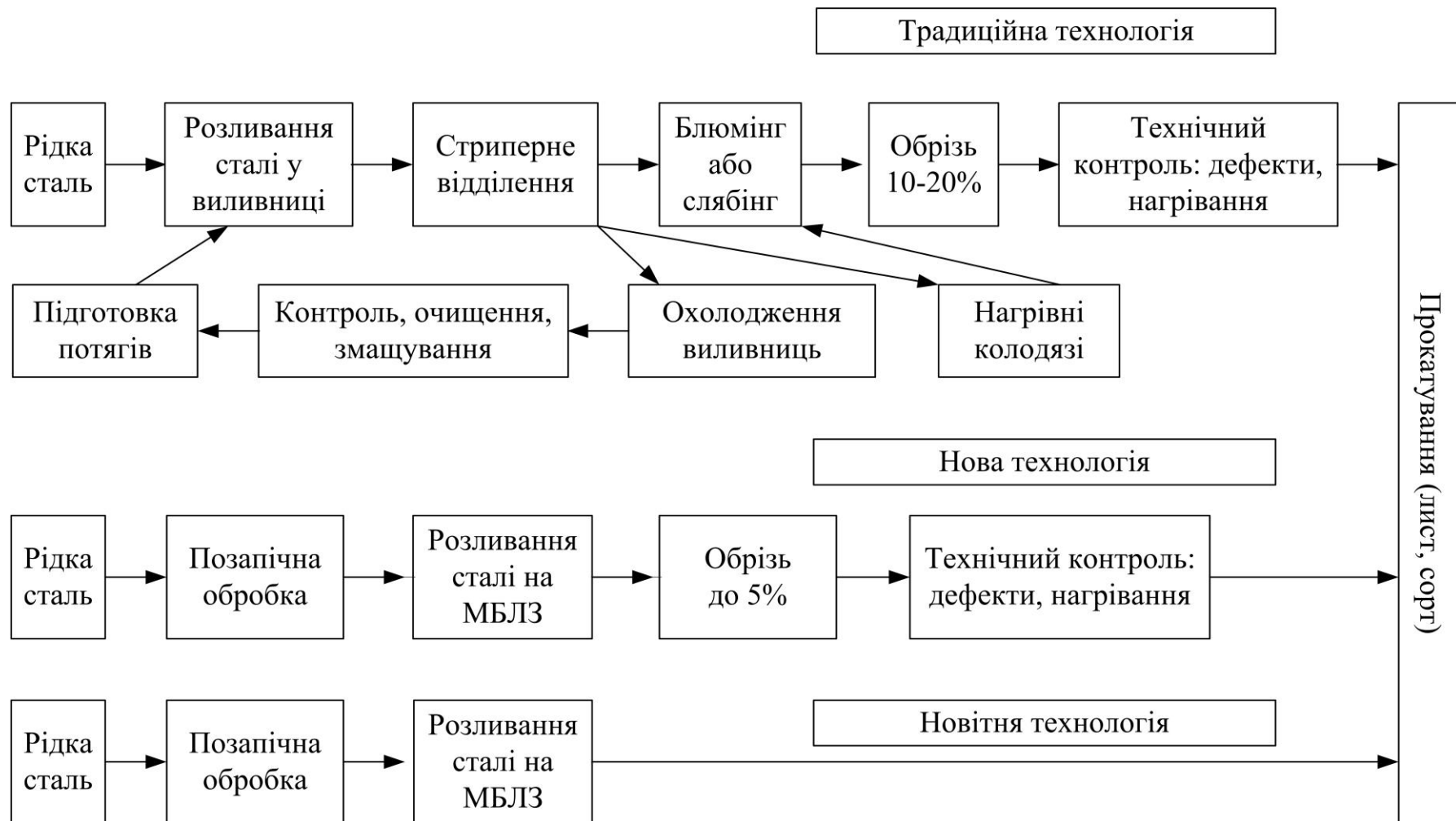


Рисунок 7.24 – Традиційна, нова й новітня технологічні схеми одержання сталевого прокату

Допустима концентрація цих шкідливих речовин регламентована відповідними стандартами й санітарними нормами. *Гранично допустимими концентраціями* вважаються такі, які за щотижневої восьмигодинної роботи протягом усього робочого стажу не викликають у тих, котрі працюють, захворювань і відхилень у стані здоров'я, що виявляються сучасними методами дослідження. Гранично допустимі концентрації газів, пилу й аерозолів переважно фіброгенної дії оцінюють щодо робочої зони (простір висотою 2 м над рівнем робочого майданчика). Вони не повинні перевищувати величин зазначених у таблиці 7.3.

Таблиця 7.3 – Гранично допустимі концентрації деяких шкідливих речовин, які супроводжують процес безперервного розливання сталі

Шкідливі речовини	ГДК, мг/м ³
Окиси азоту (у перерахунку на NO ₂)	5
Окс вуглецю	20
Хлор	1
Фтористий водень	0,5
Фториди	0,3
Двоокис хлору	0,1
Борний ангідрид	5
Окс алюмінію	2
Окс заліза з домішкою окислів марганцю до 3%	6
Окс заліза з домішкою фтористих або 3-6% марганцевих з'єднань	4
Вапняк	6
Кремнієвмісний пил: кварц	1
вугільний пил	4
Силікати й силікатовмісний пил: азбест	2
тальк. слюда (флогопіт і мусковіт)	4
цемент, апатит	6
титан і його двоокис	10
Вуглецевмісний пил: кокс нафтовий, пековий, сланцевий	6
кам'яне вугілля з умістом SiO ₂ до 2%	10

В останні десятиліття за безперервного розливання сталі все більше застосовуються гранульовані теплоізолювальні й шлакоутворювальні суміші, які практично не створюють пилу.

У зоні вторинного охолодження й тягових клітей на поверхні заготовки утворюється окалина (2,5 кг/т), яка разом з водою потрапляє в систему оборотного водопостачання (рис. 7.25). Після відповідної підготовки окалину необхідно використовувати як компонент шихти під час агломерації, доменного або сталеплавильного виробництва, тому що вона містить до 70 % заліза і являє собою цінну сировину для використання в металургійному процесі. Вивезення ж таких відходів у відвали призводить до втрати від 20 до 50 кг заліза на тонну прокату.

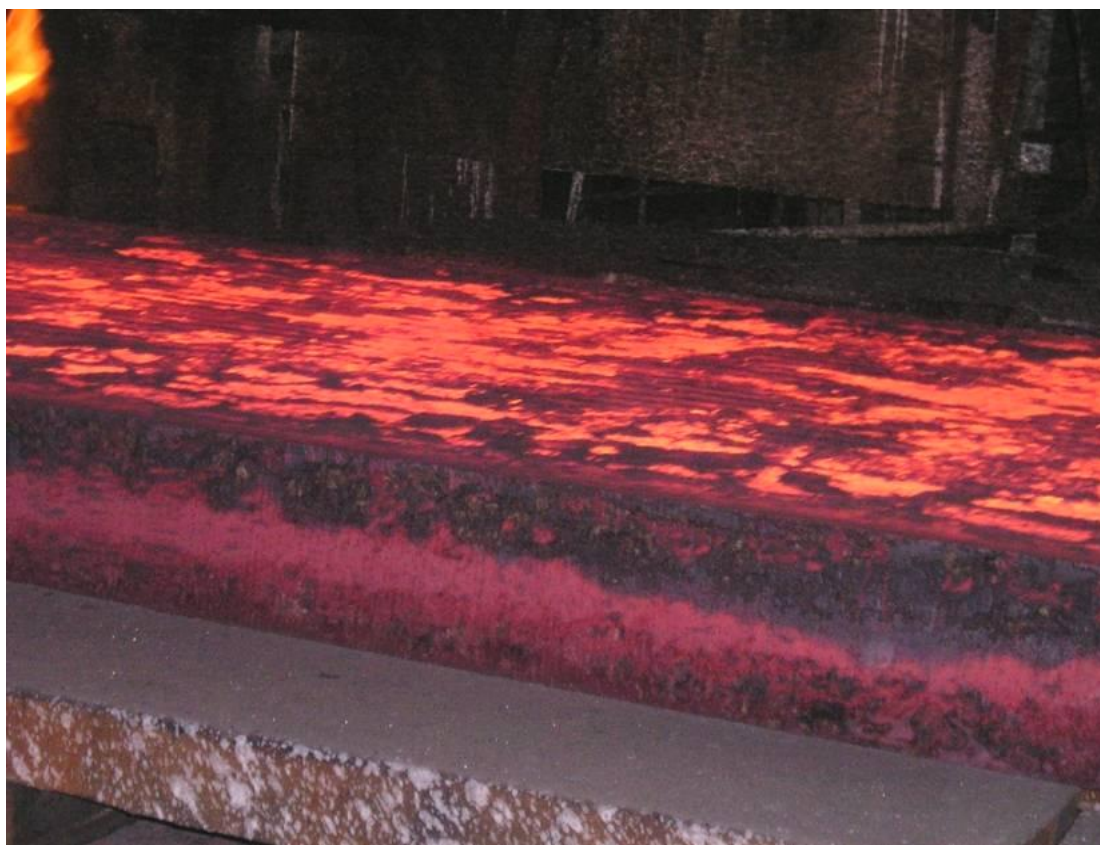


Рисунок 7.25 – Розташування окалини на поверхні сляба в зоні його порізки

Крім того, від МБЛЗ виділяється з водою також до 10-15 г/т масла й 150-200 г/т зважених часток.

На сучасних МБЛЗ використовуються *замкнені безстічні системи водяного охолодження* устаткування й заготовок у кристалізаторі, а також ЗВО. Технологічна вода по спеціальних трубопроводах і жолобах надходить у відстійники й через систему регенерації знову подається для водопостачання цеху.

У системах з повторним використанням застосовувана вода обробляється – піддається охолодженню, очищенню, стабілізації, кондиціюванню й т.д., залежно від необхідних для технологічного процесу вихідних показників. Потім вона частково або повністю повертається для вторинного використання або передається іншим споживачам, але в природну водойму у вигляді стоку в кількості, яка дорівнює водоспоживанню, не надходить.

Системи, де стічна вода після обробки багаторазово повертається в те саме виробництво, називають *оборотними*, а системи без стоку в природні водойми – *замкненими або безвідхідними*. Останній термін є умовним, оскільки за використання води завжди утворюються дуже концентровані стоки, які підлягають захороненню тим або іншим способом. Використання свіжої води становить 5-7% від її загальних витрат, а у водойми у вигляді стоків потрапляє 2-3%, тобто 93-95% води використовується в обороті повторно. Для стічних вод передбачається відповідне очищення. Виділені під час очищення відходи (рідкі й тверді опади, води з високим солевмістом) переробляються на установках зневоднювання, випарювання, спалювання й виїмання коштовних речовин і продуктів, які можуть використовуватися в інших виробництвах як сировина.

Окалиновмісні стічні води, що утворюються, наприклад, у системі ЗВО, освітлюються в ямі для окалини (І ступінь очищення), у горизонтальному відстійнику (ІІ ступінь очищення) і на напірних піщаних фільтрах (ІІІ ступінь очищення), після чого охолоджуються на вентиляторній градирні. У міру накопичення окалини у відстійнику вона видаляється й направляється на повторну переробку. Організація цього за-

мкненого циклу водопостачання дозволяє суттєво скоротити споживання природних прісних вод, а також знизити й надалі усунути скидання відпрацьованих вод у водойми й водотоки.

Частка капітальних витрат для створення прямооточних систем водопостачання становить близько 2%, для систем з повторним використанням води – 3%, для оборотних систем з очищенням забрудненої води – до 10%, а для безстічних маловідходних систем частка капітальних витрат на водопостачання зростає до 30% і більше від загальних витрат на будівництво підприємства й має тенденцію до зростання.

Стічні води характеризуються, головним чином, складом, який оцінюється за хімічним споживанням кисню, вмістом лугів, загальною жорсткістю, вмістом зважених речовин і їх крупністю, іонним складом і рН, а також температурою.

Сучасна техніка дозволяє отримати зі стоків воду, яка, за стандартизованими показниками, не відрізняється від природної, і, ураховуючи погіршення якості води в природних водоймах внаслідок їхнього забруднення, навіть чистіша. Однак вартість очищення при цьому зростає нелінійно. Так підвищення ступеня очищення з 85 до 95% збільшує її вартість у 2-3 рази, а кожний наступний відсоток ефективності очищення вимагає десятикратного збільшення капітальних витрат. У наш час економічно доцільно видаляти зі стічних вод до 95% органічних і 40% неорганічних з'єднань. Тим часом за такого ступеня очищення забруднення навколишнього середовища буде інтенсивно тривати. Тому, з екологічної точки зору, альтернативи замкненим безстічним системам не існує.

Також необхідно зазначити, що за безперервного розливання використовують три окремі системи водопостачання – охолодження кристалізаторів, охолодження механізмів машини й вторинне охолодження. Витрати води суттєво скорочуються у випадку переходу від чисто водного охолодження заготовок до водоповітряного. У системах водоповітряного охолодження використовують форсунки спеціальної конструкції. Упровадження систем водоповітряного охолодження дозволяє в 1,5-2,0 рази скоротити витрати води на вторинне охоло-

дження, а разом із цим капітальні витрати на водопідготовку й очищення, а також скидання води в природні водойми.

Отримані в результаті розливання заготовки розрізають газополуменевими пальниками в нижній частині машини. У зоні газорізання виділяються пил, оксиди вуглецю й азоту, які видаляються за допомогою витяжної вентиляції. Окалина й шлам, що утворюються під час порізки заготовок на мірні довжини збираються у відстійниках замкненого циклу водопостачання й утилізуються.

Для зачищення поверхні безперервнолитого металу від залишків окалини застосовують машини вогневого зачищення, які за допомогою пальників, що працюють на природному газі в суміші з киснем, створюють на поверхні металу температура до 2000 °С. При цьому поверхня металу пропалюється на глибину 1,5-2,5 мм. Для видалення гранульованих шлаків з поверхні металу у факел подають воду під високим тиском. У результаті цього процесу виділяється велика кількість газу, що містить дрібнодисперсний пил і водяний пар.

Кількість газу, що виділяється від машини вогневого зачищення, залежить від її продуктивності й у суміші з повітрям коливається від 150 до 200 тис. м³/годину. Температура газової суміші становить 65-70 °С. Вологовміст відсмоктуваного газу дорівнює в середньому 40-60 г/м³. Хімічний склад відсмоктувальної газоповітряної суміші приблизно наступний: 1,7% CO₂; 28,5% O₂; 69,2% N₂; 0,6% CO. Уміст пилу в газі становить від 3 до 6 г/м³. Дисперсний склад пилу наведено в таблиці 7.4.

Таблиця 7.4 – Дисперсний склад пилу, що виділяється під час вогневого зачищення

Розмір часток, мкм	0,5-5	5-10	10-15	15-20	20-30	30-40	40-50	>50
Уміст, %	11	16	8	5	10	5	5	40

У складі пилу переважають окисли заліза й у невеликій кількості містяться окисли марганцю, кальцію, кремнію й

інших елементів. Щільність пилу становить 4 г/см^3 . Унаслідок високої дисперсності пилу очищення газу рекомендують здійснювати у швидкісному пиловловлювачі, що складається з турбулентних промивачів для укрупнення пилу й мокрих відцентрових апаратів для осадження укрупненого пилу. Застосовуване на деяких підприємствах очищення газу тільки в мокрих відцентрових апаратах малоефективне, тому що вони не можуть забезпечити вловлювання з газу дрібнодисперсних часток. Після очищення газ викидається димососом або вітряковим вентилятором через димар в атмосферу.

Як було зазначено вище, екологічна ефективність виробництва в значній мірі залежить від ступеня використання природних ресурсів. Так, кожна тонна сталі, розлита безперервним способом, забезпечує зниження питомої витрати металу на прокат у середньому на 120-200 кг і, крім того, економію енергетичних ресурсів: 150 кг умовного палива й 160 кВт годин електроенергії.

Тому одним з головних завдань розвитку технології розливання й конструкцій МБЛЗ є проведення комплексу заходів щодо організаційного й експлуатаційно-технологічного вдосконалювання й технічної модернізації елементів установок, що дозволяють суттєво підвищити їхню продуктивність із метою використання резервів енерго- й ресурсозбереження сталеплавильного виробництва.

Слід звернути особливу увагу на те, що підвищення продуктивності МБЛЗ і виходу придатної заготовки може бути досягнуте за збільшення серійності розливання з можливим збільшенням тривалості експлуатації кожного промковша. Збільшення серійності розливання, наприклад, до 15-20 плавов дозволяє стабілізувати роботу сталеплавильних агрегатів за рахунок зменшення у 2-3 рази кількості плавов, перегрітих на $10-15^{\circ}\text{C}$. Необхідність таких плавов визначається потребою в підігріві футерівки промковша на першій і другій плавках. Установлено, що збільшення серійності розливання дозволяє знизити питомі витрати енергії в середньому на 2,5-3,0 кг умовного палива на тонну сталі. Зниження теплового

навантаження на футерівку сталеплавильного агрегату дозволило підвищити тривалість її експлуатації в середньому на 60-80 плавов, що еквівалентно зниженню питомої витрати вогнетривів у середньому на 0,08-0,1 кг на тонну сталі.

Збільшення серійності розливання дозволяє значно знизити питомі витрати вогнетривів на тонну розливої сталі і зменшити витрати природного газу на підігрів промковшів перед розливанням. За різними оцінками розливання довгими серіями дозволяє зменшити витрати природного газу на підготовку промковшів у середньому на 1,45-1,75 м³ на тонну розливої сталі (за економії витрати енергії в цілому на 21-25 кг у.п./т сталі), знизити витрати вогнетривів у середньому на 1,2-2,5 кг/т сталі, забезпечити вихід придатної заготовки в межах 98,5-99,3 % і т.п.

Подальше зниження питомої витрати вогнетривів може бути досягнуте при застосуванні технології нанесення спеціального торкрет-покриття на основі MgO на наливну високоглиноземисту бетонну футерівку. Магnezитове торкрет-покриття використовується тільки протягом однієї серії, а бетонний шар використовується багаторазово. У наш час на сортових МБЛЗ (безстопорне розливання) з одного промковша в серію розливають 50-100 плавов і більше.

У цілому ж удосконалення технології безперервного розливання сталі й підвищення продуктивності МБЛЗ є ключовими елементами під час розроблення комплексу енерго- й ресурсоощадних заходів у межах сучасного сталеплавильного виробництва. Такий підхід є найбільш оптимальним з екологічних позицій, тому що дозволяє за збільшення випуску продукції скоротити обсяг викидів і речовин, які забруднюють атмосферу, зменшити вихід промислових відходів за використання оборотної системи водопостачання й комплексної переробки відходів.

Контрольні запитання

1. Назвіть основні умови нормального протікання процесу безперервного розливання сталі.
2. Охарактеризуйте особливості підготовки промковша до розливання сталі на МБЛЗ.
3. Опишіть процес уведення запалу в кристалізатори різного типу.
4. Розкрийте сутність підготовки гільзових і збірних кристалізаторів до процесу безперервного лиття.
5. Опишіть особливості підготовки ЗВО до розливання й основні параметри охолодження безперервнолитого металу в кристалізаторі.
6. Назвіть вимоги до температурного режиму металу, що розливається на МБЛЗ.
7. Охарактеризуйте особливості початку процесу безперервного розливання.
8. Охарактеризуйте величину рівня металу в промковшій кристалізаторі в різні періоди процесу безперервного лиття.
9. Опишіть особливості розливання металу методом «плавка на плавку» й перековшування без заміни та із заміною проміжного ковша.
10. Охарактеризуйте особливості закінчення процесу безперервного розливання.
11. Назвіть основні аварійні ситуації, пов'язані зі сталерозливним ковшем, та заходи щодо їхнього запобігання й ліквідації.
12. Назвіть основні аварійні ситуації, пов'язані із промковшем та заходи щодо їхнього запобігання й ліквідації.
13. Назвіть основні аварійні ситуації, пов'язані із кристалізатором та заходи щодо їхнього запобігання й ліквідації.
14. Назвіть основні аварійні ситуації, пов'язані із ЗВО, та заходи щодо їхнього запобігання й ліквідації.
15. Охарактеризуйте основні причини затягування дозувальних пристроїв і назвіть заходи щодо запобігання й ліквідації цієї аварійної ситуації.

16. Назвіть основні вимоги до безпечної експлуатації МБЛЗ.
17. Опишіть основні джерела пиловиділення під час експлуатації МБЛЗ.
18. Охарактеризуйте вимоги безпеки до конструкції й обслуговування сталерозливних і проміжних ковшів.
19. Охарактеризуйте загальні вимоги правил техніки безпеки за безперервного розливання сталі.
20. Розкрийте сутність спеціальних вимог правил техніки безпеки під час розливання на МБЛЗ.
21. Охарактеризуйте основні проблемні питання екології металургійних підприємств.
22. Порівняйте шкідливі чинники й вплив на екологію під час безперервного розливання й розливання у виливниці.
23. Сутність й основні характеристики систем замкнутого водооборотного циклу використовуваного на МБЛЗ.
24. Охарактеризуйте екологічні й санітарні проблеми, які мають місце під час підготовки й використання сумішей за безперервного розливання.
25. Оцініть вплив удосконалення технології безперервного розливання сталі й підвищення продуктивності МБЛЗ на енерго- й ресурсозаощадження, а також екологічну обстановку.

Рекомендований бібліографічний список

1. Еланский Г.Н. Разливка и кристаллизация стали. / Г.Н. Еланский. – М.: МГВМИ, 2010. – 192 с.
2. Дюдкин Д.А. Производство стали. Том 4. Непрерывная разливка металла. / Д.А. Дюдкин, В.В. Кисиленко, А.Н. Смирнов. – М.: Теплотехник, 2009. – 528 с.
3. Смирнов А.Н. Процессы непрерывной разливки. / А.Н. Смирнов, В.Л. Пилюшенко, А.А. Минаев, С.В. Момот, Ю.Н. Белобров. – Донецк: ДонНТУ, 2002. – 536 с.
4. Бровман М.Я. Непрерывная разливка металлов. / М.Я. Бровман. – М.: Экомет, 2007. – 484 с.
5. Кудрин В.А. Теория и технология производства стали. / В.А. Кудрин. – М.: Мир, ООО "Издательство АСТ", 2003. – 528 с.
6. Буланов Л.В. Машины непрерывного литья заготовок. Теория и расчет / Л.В. Буланов, Л.Г. Корзунин, Е.П.Парфенов, Н.А. Юровский, В.Ю. Авдонин. – Екатеринбург: Уральский центр ПР и рекламы, 2003. – 320 с.
7. Сталь на рубеже столетий. / Под научн. ред. Ю.С. Карабасова. – М.: МИСИС, 2001. – 664 с.
8. Чернега Д.Ф. Основи металургійного виробництва металів і сплавів. / Д.Ф. Чернега, В.С. Богушевський, Ю.Я. Готвянський, С.Г. Грищенко. – К.: Вища школа, 2006. – 503 с.
9. Воскобойников В.Г. Общая металлургия. / В.Г. Воскобойников, В.А. Кудрин, А.М. Якушев. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2005. – 768 с.
10. Смирнов А.Н. Металлургические мини-заводы. Монография / А.Н. Смирнов, В.М. Сафонов, Л.В. Дорохова, А.Ю. Цупрун. – Донецк: Нор-Пресс, 2005. – 469 с.
11. Огурцов А.П. Непрерывная разливка стали. / А.П. Огурцов, А.Г. Величко, Е.И. Исаев, А.В. Гресс. – Днепропетровск: ДГТУ, 1999. – 306 с.
12. 50 лет непрерывной разливки стали в Украине: Сб. научн. трудов / Под ред. Д.А. Дюдкина, А.Н. Смирнова. – Донецк: Изд-во «Ноулидж», 2010. – 529 с.

13. Достижения в области непрерывной разливки стали: Труды международного конгресса. Пер. с англ. Евтеева Д.П., Колыбалова И.Н. – М.: Металлургия, 1987. – 224 с.
14. Огнеупорные материалы. Структура, свойства, испытания: справочник / Под. ред. Г. Роучка, Х. Вутнау. – М.: Интермет Инжиниринг, 2010. – 392 с.
15. Новокщенова С.М. Дефекты стали. / С.М. Новокщенова, М.И. Виноград, Б.А. Клыпин и др. – М.: Металлургия, 1984. – 199 с.
16. Смирнов А.Н. Затвердевание металлического расплава при внешних воздействиях. / А.Н. Смирнов, В.Л. Пилюшенко, С.В. Момот, В.Н. Амитан. – Донецк: ВИК, 2002. – 169 с.
17. Григорьев В.П. Конструкции и проектирование агрегатов сталеплавильного производства. / В.П. Григорьев, Ю.М. Нечкин, А.В. Егоров, Л.Е. Никольский // Учебник для вузов. – М.: МИСИС. – 1995. – 506 с.
18. Величко А.Г. Внепечная обработка стали. / А.Г. Величко – Днепропетровск: Системные технологии, 2005. – 199 с.
19. Дукмасов В.Г. Состояние и развитие технологий и оборудования в мировой черной металлургии / В.Г. Дукмасов, Л.М. Агеев. // Справочное издание. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2002. – 187 с.
20. Ефимов В.А. Технологии современной металлургии. / В.А. Ефимов, А.С. Эльдарханов – М.: Новые технологии, 2004. – 784 с.
21. Casting Volume. / Editor A.W.Cramb. – Pittsburgh, PA: The AISE Steel Foundation, 2003 – 886 p.
22. Sahai Y., Emi T. Tundish Technology for Clean Steel Production. – New Jersey: World Scientific, 2008. – 316 p.
23. Innovation and Excellence in Continuous Casting / Editor H.Marti – StahlEisen: 2003. – 167 p.
24. Wolf.M. History of Continuous Casting // Steelmaking in 20th Century. 75th Steelmaking Conference, April 5-8, 1992, Toronto (Canada). – Warrendale, PA: Iron and Steel Society, 1992. – P.47-101.
25. Tanner H.A. Continuous Casting: a Revolution in Steel. - Ft.Lauderdale: Write Stuff Enterprises Inc., 1998. – 238 p.

ДОДАТОК А

РОЗРАХУНКИ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПАРАМЕТРІВ ПРОЦЕСУ БЕЗПЕРЕРВНОГО РОЗЛИВАННЯ

А.1 Визначення температури металу під час розливання на МБЛЗ

Під час безперервного розливання сталі дуже важливо підтримувати оптимальний рівень температури металу.

Точний розрахунок і підтримування температури металу під час розливання необхідні для забезпечення високої якості безперервнолитої заготовки й стабільності процесу.

Підвищений перегрів металу над температурою ліквідусу сприяє збільшенню тріщиночутливості заготовок, розвитку стовпчастої структури зливка й таких дефектів макроструктури, як осьова ліквіація й центральна пористість. Крім того, надмірно висока температура розливаного металу може призвести до проривів безперервнолитої заготовки по тріщинах. Під час збільшення температури металу в проміжному ковші вище оптимальної величини потрібно зниження рівня швидкостей витягування безперервнолитої заготовки (орієнтовно, перевищення оптимальної температури розливання на 10^0C вимагає зниження швидкості розливання на 5%).

Необхідна температура металу під час безперервного розливання розраховується, виходячи з температури ліквідусу для кожної марки сталі.

А.1.1 Методи визначення температури ліквідусу й солідусу

Для визначення температури ліквідусу (t_L) і солідусу (t_C) сталей використовують два простих методи – або за діаграмою стану системи $Fe-C$, або в наближенні адитивного впливу домішок, що містяться в сталі, на температуру плавлення чистого заліза

$$t_L = t_{nFe} - \sum_i \frac{a_{L(i)}}{i} [\%i], \quad t_C = t_{nFe} - \sum_i \frac{a_{C(i)}}{i} [\%i], \quad (A.1)$$

де $a_{Л(i)}$ – коефіцієнти, що показують, на скільки градусів змінюється температура ліквідусу сталі за додавання 1% i -го компонента;

$a_{С(i)}$ – коефіцієнти, що показують, на скільки градусів змінюється температура солідусу сталі за додавання 1% i -го компонента.

Значення $a_{Л(i)}$ й $a_{С(i)}$ для основних компонентів сталей, знайдені за діаграмами стану подвійних систем $Fe-i$, подано в таблиці А.1.

Таблиця А.1 – Коефіцієнти $a_{Л(i)}$ й $a_{С(i)}$, що характеризують зниження температур ліквідусу й солідусу за введення 1% i -го компонента

Компонент	$a_{Л},$ °C	$a_{С},$ °C	Інтервал використання $a_{С}$	Примітка до визначення $t_{С}$
<i>C</i>	73	410 180	$[\%C] \leq 0,10$ $0,13 \leq [\%C] \leq 2,14$	$0,10 \leq [\%C] \leq 0,13$ $\Delta t_{С} = 41^{\circ}\text{C}$
<i>S</i>	30	696	$[\%S] \leq 0,25$	–
<i>Mn</i>	3	6,5	$[\%Mn] \leq 9,5$	–
<i>Si</i>	12	19	$[\%Si] \leq 14,4$	–
<i>P</i>	30	173	$[\%P] \leq 2,8$	–
<i>Cu</i>	7	9	$[\%Cu] \leq 6,5$	–
<i>Ni</i>	3,5	6,5	$[\%Ni] \leq 3,5$	$3,5 \leq [\%Ni] \leq 6,5$ $\Delta t_{С} = 22^{\circ}\text{C}$
<i>Cr</i>	1	2	$[\%Cr] \leq 2,5$	$2,5 \leq [\%Cr] \leq 2,5$ $\Delta t_{С} = 25^{\circ}\text{C}$
<i>Mo</i>	3	6,5	$[\%Mo] \leq 10$	–
<i>W</i>	1	1,5	$[\%W] \leq 10$	$10 \leq [\%W] \leq 33$ $\Delta t_{С} = 17,5^{\circ}\text{C}$
<i>Al</i>	3	9	$[\%Al] \leq 15$	–
<i>V</i>	2	6	$[\%V] \leq 10$	–
<i>Ti</i>	20	18	$[\%Ti] \leq 13$	–
<i>Co</i>	1,5	2	$[\%Co] \leq 17,3$	–

Визначення температур ліквідусу сталей за діаграмою стану системи $Fe-C$ дає помилку $10 \div 40$ $^{\circ}C$. Цей метод рекомендується для низьколегованих вуглецевих сталей.

Для високолегованих марок сталей, щоб визначити температуру ліквідусу рекомендується рівняння

$$t_L = t_{nFe} - \frac{\sum \Delta t_{L(i)}}{i}, \quad t_C = t_{nFe} - \frac{\sum \Delta t_{C(i)}}{i}, \quad (A.2)$$

де $\Delta t_{L(i)}$ – зміна температури ліквідусу відповідно до діаграми стану бінарної системи $Fe-i$ за концентрації компонента i , яка дорівнює його вмісту в сталі.

Розраховані за рівнянням (A.2) значення t_L добре узгоджуються з експериментальними даними. Середньо квадратичне відхилення становить 3 $^{\circ}C$, а максимальне 10 $^{\circ}C$.

Розрахунок температури ліквідусу сталі може бути виконаний також за формулою

$$t_L = 1534 - K_1 \times [\%C] - K_2 \times [\%Mn + \%Si + \%P + \%S + \%Cr + \%Ni + \%Cu], \quad (A.3)$$

де K_1 і K_2 – коефіцієнти для різних хімічних елементів у сталі;

$\%C$; $\%Mn$; $\%Si$; $\%P$; $\%S$; $\%Cr$; $\%Ni$; $\%Cu$ – уміст хімічних елементів у сталі.

Значення K_1 і K_2 для різних хімічних елементів сталі, що дозволяють розрахувати температуру ліквідусу, подані в таблицях A.2-A.3.

Таблиця A.2 – Коефіцієнт K_1 для різного вмісту вуглецю в сталі для розрахунку температури ліквідусу

Уміст вуглецю в сталі, %	0,06 ÷ 0,10	0,11 ÷ 0,50	0,51 ÷ 0,60
K_1	86	88	86

Таблиця А.3 – Коефіцієнти K_2 різних хімічних елементів у сталі для розрахунку температури ліквідусу

Хімічний елемент	Mn	Si	P	S	Cr	Ni
K_2	5	8	30	25	1,5	4,0
Хімічний елемент	H	N	O	As	Sn	Cu
K_2	1300	90	80	14	10	5
Хімічний елемент	Co	Nb	Mo	Al	Cu	V
K_2	2,25	7,9	1,2	3,4	5,0	2

Приклад 1. Визначити температуру ліквідусу сталі складу: 0,30% C; 0,22% Si; 0,73% Mn; 1,03% Cr; 0,21% Mo.

Зниження температури плавлення заліза від умісту в ньому домішок визначимо за даними таблиць А.2 – А.3

$$\Delta t = 0,30 \cdot 88 + 0,22 \cdot 8 + 0,73 \cdot 5 + 1,03 \cdot 1,5 + 0,21 \cdot 1,2 = 33,6 \approx 34 \text{ }^{\circ}\text{C};$$

$$t_{\text{л}} = 1534 - 34 = 1500 \text{ }^{\circ}\text{C}.$$

Приклад 2. Визначити температуру ліквідусу сталі складу: 0,35% C; 0,66% Si; 0,94% Mn; 21% Ni; 25% Cr.

$$\Delta t = 0,35 \cdot 88 + 0,66 \cdot 8 + 0,94 \cdot 5 + 21 \cdot 4 + 25 \cdot 1,5 = 162,28 \approx 162 \text{ }^{\circ}\text{C};$$

$$t_{\text{л}} = 1534 - 162 = 1372 \text{ }^{\circ}\text{C}.$$

Приклад 3. Визначити температуру солідусу сталі складу, %: 0,14% C; 0,95% Si; 0,65% Mn; 0,65% Ni; 0,75% Cr; 0,025% S; 0,025% P.

$$t_{\text{с}} = 1534 - (180 \cdot \%C + 19 \cdot \%Si + 6,5 \cdot \%Mn + 2 \cdot \%Cr + 6,5 \cdot \%Ni + 173 \cdot \%P + 696 \cdot \%S) = 1534 - (180 \cdot 0,14 + 19 \cdot 0,95 + 6,5 \cdot 0,65 + 2 \cdot 0,75 + 6,5 \cdot 0,65 + 173 \cdot 0,025 + 696 \cdot 0,025) = 1465 \text{ }^{\circ}\text{C}.$$

А.1.2 Визначення температурних параметрів безперервного розливання

Одним з найважливіших технологічних параметрів безперервного розливання сталі є температура в сталерозливному й проміжному ковшах та кристалізаторі МБЛЗ.

Температура сталі на різних етапах технології залежить від певних втрат тепла, пов'язаних з переливанням металу, контактом з футерівкою промковша та робочими стінками кристалізатора, а також втратами тепла через дзеркало металу в сталерозливному й проміжному ковші та кристалізаторі.

На підставі аналізу практичних даних роботи вітчизняних та закордонних МБЛЗ для визначення температурних параметрів розливання можна рекомендувати такі втрати температури на різних етапах технології та необхідні значення перегріву:

- під час переливання металу зі сталерозливного ковша в промківш та з промковша в кристалізатор – $25-35^{\circ}\text{C}$ (залежно від типу футерівки проміжного ковша, номера плавки в серії й способу захисту струменя металу на цих ділянках);

- перегрівання металу в кристалізаторі МБЛЗ необхідно підтримувати на рівні $7-12^{\circ}\text{C}$.

В умовах ВАТ «ЄМЗ» для ковшів ємністю 160 т сумарне рекомендоване перевищення температури металу в сталерозливному ковші над температурою ліквідусу перед розливанням на МБЛЗ повинно становити:

- $65 \div 85^{\circ}\text{C}$ – для низько- й середньовуглецевих марок сталі;

- $55 \div 75^{\circ}\text{C}$ – для високовуглецевих марок сталі.

Для умов ВАТ «АМК» під час розливання на слябовій МБЛЗ рекомендовано наступні величини перегрівання сталі:

- для низьковуглецевих легованих та близьких до перитктичних марок – у промковші над ліквідусом 30°C (для першої плавки в серії 35°C), у сталерозливному ковші над проміжним 30°C (для першої плавки в серії 35°C);

– для ультранизьковуглецевих легованих марок – у промковші над ліквідусом 35°C (35°C), у сталерозливному ковші над проміжним 30°C (35°C);

– для середньовуглецевих легованих та перитектичних марок – у промковші над ліквідусом 25°C (35°C), у сталерозливному ковші над проміжним 30°C (35°C);

– для високовуглецевих легованих марок – у промковші над ліквідусом 20°C (35°C), у сталерозливному ковші над проміжним 30°C (35°C);

– для ультрависоковуглецевих легованих марок – у промковші над ліквідусом 15°C (35°C), у сталерозливному ковші над проміжним 30°C (35°C).

Для кожного конкретного підприємства ці температурні параметри визначаються залежно від технологічної схеми позапічної обробки та розливання сталі, а також використовуваного обладнання.

Під час позапічної обробки в проміжному ковші МБЛЗ, а також за використання аргону для усереднення металу та захисту від вторинного окислення також необхідно враховувати більш суттєві втрати температури в порівнянні з плавками, на яких ці технологічні операції не використовуються.

На підставі визначених вище температур ліквідусу можна обрати основні температурні параметри безперервного розливання.

Приклад 4. Установити значення температури сталі в кристалізаторі, проміжному та сталерозливному ковшах, якщо температура ліквідусу становить 1504°C .

Температура сталі в кристалізаторі (на вході в кристалізатор) становитиме

$$t_{\text{кр-р}} = t_{\text{л}} + 7 \div 12^{\circ}\text{C} = 1504 + 7 \div 12 = 1511 \div 1516^{\circ}\text{C}.$$

Для подальших розрахунків рекомендується брати середню температуру, тобто 1514°C .

Температура сталі в промковші МБЛЗ становитиме

$$t_{п/к} = t_{кр-р} + 25 \div 35 \text{ }^{\circ}\text{C} = 1514 + 25 \div 35 = 1539 \div 1549 \text{ }^{\circ}\text{C}$$

Для подальших розрахунків беремо температуру 1544 $^{\circ}\text{C}$.
Температура сталі в сталерозливному ковші становитиме

$$t_{с/к} = t_{п/к} + 25 \div 35 \text{ }^{\circ}\text{C} = 1544 + 25 \div 35 = 1569 \div 1579 \text{ }^{\circ}\text{C}.$$

Для подальших розрахунків беремо температуру 1574 $^{\circ}\text{C}$,
а загальне перегрівання сталі в середньому становитиме 70 $^{\circ}\text{C}$.

Значення температур ліквідусу й солідусу можна використовувати для оцінювання тріщиночутливості сталі й схильності її до усадки.

Приклад 5. Розрахунковим методом визначити, яка з марок сталі 30 або 60 більше схильна до усадки й тріщиноутворення. Хімічний склад марок сталі подано в таблиці А.4.

Таблиця А.4 – Хімічний склад сталі

Марка сталі	Уміст елементів, %							
	C	Mn	Si	Cr	Ni	Cu	S	P
30	0,3	0,6	0,2	0,1	0,1	0,1	0,035	0,035
60	0,6	0,6	0,2	0,1	0,1	0,1	0,035	0,035

Відомо, що усадка й тріщиноутворення під час затвердіння залежить від зміни об'єму під час переходу з рідкого стану в твердий і збільшується із зростанням інтервалу температур кристалізації за охолодження. Отже, на першому етапі визначимо температури ліквідус і солідус для зазначених марок сталі.

Для сталі 30

$$t_{л} = 1534 - (88 \cdot \%C + 8 \cdot \%Si + 5 \cdot \%Mn + 1,5 \cdot \%Cr + 4 \cdot \%Ni + 5 \cdot \%Cu + 3,6 \cdot \%Al + 30 \cdot \%P + 25 \cdot \%S) = 1534 - (88 \cdot 0,3 + 8 \cdot 0,2 + 5 \cdot 0,6 + 1,5 \cdot 0,1 + 4 \cdot 0,1 + 5 \cdot 0,1 + 30 \cdot 0,035 + 25 \cdot 0,035) = 1500 \text{ }^{\circ}\text{C}.$$

$$t_C = 1534 - (180 \cdot \%C + 19 \cdot \%Si + 6,5 \cdot \%Mn + 2 \cdot \%Cr + 6,5 \cdot \%Ni + 173 \cdot \%P + 696 \cdot \%S) = 1534 - (180 \cdot 0,3 + 19 \cdot 0,2 + 6,5 \cdot 0,6 + 2 \cdot 0,1 + 6,5 \cdot 0,1 + 173 \cdot 0,035 + 696 \cdot 0,035) = 1441 \text{ } ^\circ\text{C}.$$

Для сталі 60

$$t_L = 1534 - (88 \cdot \%C + 8 \cdot \%Si + 5 \cdot \%Mn + 1,5 \cdot \%Cr + 4 \cdot \%Ni + 5 \cdot \%Cu + 3,6 \cdot \%Al + 30 \cdot \%P + 25 \cdot \%S) = 1534 - (88 \cdot 0,6 + 8 \cdot 0,2 + 5 \cdot 0,6 + 1,5 \cdot 0,1 + 4 \cdot 0,1 + 5 \cdot 0,1 + 30 \cdot 0,035 + 25 \cdot 0,035) = 1474 \text{ } ^\circ\text{C}$$

$$t_C = 1534 - (180 \cdot \%C + 19 \cdot \%Si + 6,5 \cdot \%Mn + 2 \cdot \%Cr + 6,5 \cdot \%Ni + 173 \cdot \%P + 696 \cdot \%S) = 1534 - (180 \cdot 0,6 + 19 \cdot 0,2 + 6,5 \cdot 0,6 + 2 \cdot 0,1 + 6,5 \cdot 0,1 + 173 \cdot 0,035 + 696 \cdot 0,035) = 1387 \text{ } ^\circ\text{C}.$$

Для сталі 30 різниця між t_C і t_L дорівнює $59 \text{ } ^\circ\text{C}$, а для сталі 60 – відповідно $87 \text{ } ^\circ\text{C}$. Отже, сталь 60 більш схильна до усадки, ніж сталь 30.

А.2 Розрахунок товщини скоринки в кристалізаторі, часу повного затвердіння та металургійної довжини МБЛЗ

В інженерних розрахунках товщину затверділої кірки зливка часто визначають за законом квадратного кореня, що задовольняє численним експериментальним даним, отриманими для різних режимів охолодження, і може бути використано для інженерних розрахунків. Відхилення від умови $t_n = \text{const}$ враховується за допомогою коефіцієнта K_3 .

Товщина кірки за законом квадратного кореня

$$\delta = K_3 \cdot \sqrt{\tau}, \quad (\text{A.4})$$

де δ – товщина затверділої кірки, м;

K_3 – коефіцієнт кристалізації сталі, м/хв^{0,5} (для сортових заготовок з високовуглецевих сталей становить 0,031, серед-

ньювуглецевих – 0,032, низьковуглецевих – 0,033; блюми: 0,028 – високовуглецеві, 0,029 – середньовуглецеві, 0,030 – низьковуглецеві; сляби: 0,025 – високовуглецеві сталі, 0,026 – середньовуглецеві, 0,027 – низьковуглецеві;

τ – час від початку кристалізації, хв.

Повний час кристалізації зливка розраховується за формулою

$$\tau = a^2 / 4K_3^2 \quad (\text{A.5})$$

де τ – час повної кристалізації, хв.;

a – товщина заготовки, мм;

K_3 – коефіцієнт кристалізації сталі, мм/хв^{0,5}.

Металургійну довжину машини (ділянку затвердіння) можна розрахувати за базовим радіусом R_0 (для радіальних та криволінійних машин),

$$L^{R_0} = \frac{\pi \cdot R_0}{2}, \quad (\text{A.6})$$

або за часом повної кристалізації заготовки τ і швидкості безперервного розливання V

$$L^r = V \cdot \tau. \quad (\text{A.7})$$

Такі розрахунки на етапі проектування МБЛЗ дозволяють правильно обрати базовий радіус.

Базовий радіус радіальної МБЛЗ вважається обраним правильно, якщо металургійна довжина машини, розрахована за базовим радіусом, на 25% для сортових МБЛЗ та на 10% для слябових перевищує металургійну довжину МБЛЗ, розраховану за часом повної кристалізації. Це необхідно для врахування можливого збільшення часу кристалізації у зв'язку з коливаннями швидкості та часу розливання.

У разі невиконання цієї умови необхідно збільшувати базовий радіус машини або зменшувати швидкість розливання. Обидва прийоми мають суттєві негативні наслідки, пов'язані з конструкцією МБЛЗ та її виробничою потужністю. Одним з найкращих сучасних способів вирішення такої проблеми є перехід від радіального типу МБЛЗ до криволінійного.

Приклад 6. Знайти товщину затверділої скоринки безперервної заготовки з високовуглецевої сталі через 10, 20, 30 і 40 с після потрапляння металу в кристалізатор та на виході із кристалізатора перерізом 300×1500 мм й ефективною довжиною 1 м за швидкості розливання 0,96 м/хв. Зробити графічне зображення зміни товщини скоринки за довжиною кристалізатора.

За довжини кристалізатора $L_{кр}$ і швидкості розливання V час перебування заготовки в кристалізаторі становитиме

$$\tau = L_{кр}/V = 1/0,96 = 1,04 \text{ хв.}$$

Тоді товщину скоринки на виході з кристалізатора можна визначити за формулою (А.4)

$$\delta = 0,025\sqrt{1,04} = 0,0255 \text{ м.}$$

Аналогічні розрахунки товщини скоринки заготовки через 10, 20, 30 і 40 секунд подано в таблиці А.5, а зміна товщини скоринки за довжиною кристалізатора на рисунку А.1.

Таблиця А.5 – Зміна товщини скоринки за довжиною кристалізатора для заданих значень часу

Час, с	10	20	30	40	62,5
Товщина скоринки, мм	10,2	14,4	17,7	20,4	25,5

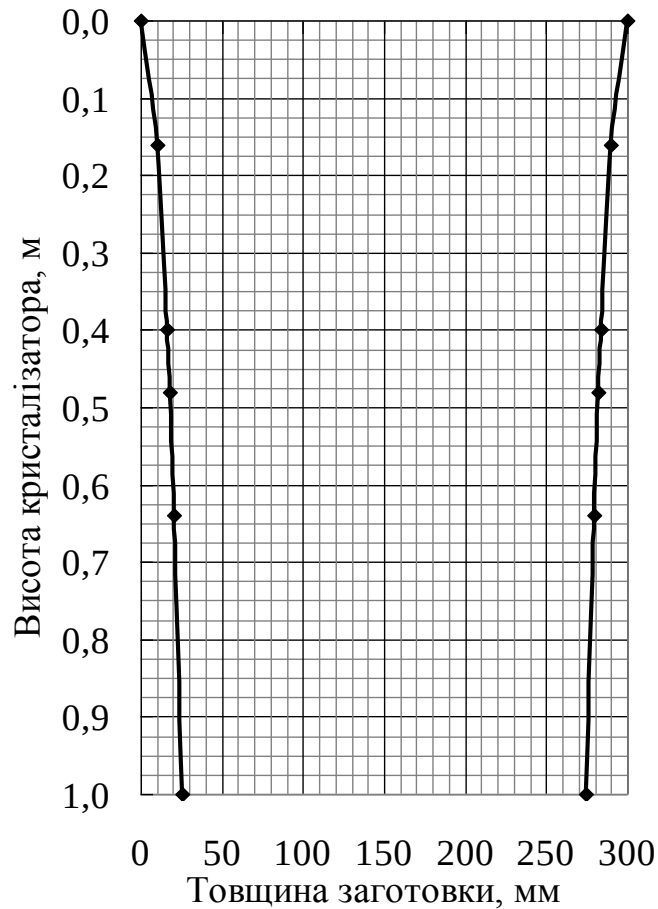


Рисунок А.1 – Зміна товщини скоринки заготовки по висоті кристалізатора

Приклад 7. Знайти час повного затвердіння заготовки та довжину рідкої фази під час розливання сляба перерізом 315×2000 мм із низьковуглецевої сталі зі швидкістю $V = 0,7$ м/хв.

Повний час кристалізації зливка розраховується за формулою (А.5)

$$\tau = 315^2 / (4 \cdot 27^2) = 34 \text{ хв.}$$

Металургійну довжину машини розрахуємо за формулою (А.7)

$$L^r = 0,7 \cdot 34 = 23,8 \text{ м}$$

А.3 Розрахунок продуктивності МБЛЗ

А.3.1 Пропускна здатність МБЛЗ

Пропускна здатність МБЛЗ ($m / рік$) для заданого профілю відливаного зливка розраховується за формулою

$$P = 1440 \cdot n \cdot M \cdot \Phi \cdot \varphi_1 / (n \cdot \tau_1 + \tau_2), \quad (A.8)$$

де n – кількість плавок у серії під час розливання методом плавка на плавку (слябові МБЛЗ $n = 50 \div 100$ плавок, сортові та блюмові – $n = 20 \div 50$);

M – маса металу, яка дорівнює місткості сталерозливного ковша, т;

Φ – фонд часу роботи установки безперервного розливання сталі, діб;

τ_1 – час розливання сталі із сталерозливного ковша, хв.;

τ_2 – пауза, час підготовки машини до приймання плавки без зміни розмірів зливка, хв. (може бути прийнята в межах $40 \div 60$ хв.);

$n \cdot \tau_1 + \tau_2$ – цикл розливання плавки (хв.), що може бути визначений також за співвідношеннями: для сортових МБЛЗ $30 + 3 \cdot N + 7 \cdot n$, для слябових МБЛЗ $50 + 3 \cdot N + 7 \cdot n$;

N – кількість струмків МБЛЗ;

φ_1 – коефіцієнт, що враховує ступінь завантаження устаткування (для слябових машин $\varphi_1 = 0,9$; для сортових $\varphi_1 = 0,85$).

Фонд часу роботи МБЛЗ становить зазвичай $290 \div 320$ діб за рік і визначається за формулою

$$\Phi = 365 - [T_{\text{кан}} + T_{\text{н.п.}} + T_{\text{ном}} + T_{\text{н}}], \quad (A.9)$$

де $T_{\text{кан}}$ – тривалість капітального ремонту установки безперервного розливання сталі – $5 \div 15$ діб;

T_{nom} – тривалість поточних ремонтів – залежить від кількості типорозмірів відливаних на МБЛЗ заготовок, тому що під час цього потрібна заміна кристалізаторів і верхньої секції охолодження, а також час на усунення проривів металу та інших аварійних ситуацій. Залежно від типорозміру заготовки й марки сталі поточні ремонти становлять $20 \div 40$ діб за рік.

$T_{n.n.}$ – тривалість планово-попереджувальних ремонтів (зазвичай 3-4 рази на місяць, а в місяць проведення капітального ремонту 2-3 рази, установка зупиняється на 8 годин і здійснюється планово-попереджувальний ремонт із заміною окремих вузлів МБЛЗ, регулюванням системи охолодження й всієї технологічної лінії).

З огляду на те, що в році 52 тижні й з урахуванням того, що в тиждень виконання капітального ремонту планово-попереджувальний ремонт не здійснюється, загальна тривалість простоїв машини, пов'язаних з планово-попереджувальними ремонтами, становитиме

$$T_{n.n.} = 8 \cdot 51 / 24 = 17 \text{ діб}.$$

На окремих підприємствах цей вид ремонтів виконується один раз на місяць по 24 години (за винятком місяця капітального ремонту). Таким чином, тривалість планово-попереджувальних ремонтів може становити $11 \div 17$ діб.

T_n – час позапланових простоїв, що становить 5% від річного часу роботи МБЛЗ.

А.3.2 Підготовка МБЛЗ

Підготовка машини складається з наступних операцій: спорожнення проміжного ковша, перестановка в резервну позицію й передавання ковша на обробку й ремонт; виведення зливка з кожного струмка; очищення стінок кристалізатора та його огляд; огляд основних вузлів й

очищення їх від бруду та окалини; перевірка, очищення й заміна форсунок ЗВО; введення затравок у кожен струмок МБЛЗ й ущільнення головок затравок щодо стінок кристалізаторів; установлення промковша, перевірка стопорів і розливальних стаканів; установлення сталерозливного ковша в робоче положення, установлення захисних труб і стаканів для розливання металу під рівень; відкриття стакана сталерозливного ковша й наповнення металом промковша. Низка операцій з підготовки установок до розливання здійснюється одночасно, тому тривалість паузи між серіями становить зазвичай близько 60 хв.

Тривалість розливання одного ковша визначається перерізом заготовки, маркою сталі, типом машини й може бути визначена за формулою

$$\tau_1 = M / (N \cdot V \cdot m_{noz} \cdot \varphi_2), \quad (A.10)$$

де M – маса металу в ковші, кг;

N – кількість струмків, що працюють, шт.;

V – швидкість розливання (витягання) заготовки, м/хв;

$m_{noz} = a \cdot b \cdot \rho$ – маса 1 м (погонного) заготовки, кг, a і b – товщина й ширина заготовки, м, ρ – щільність сталі, кг/м³;

φ_2 – коефіцієнт, що враховує втрати часу (затримки) під час розливання й дорівнює 0,9. Коефіцієнт затримки розливання залежить від кількості струмків машини й може бути обчислений за формулою

$$\varphi_2 = 0,95 - 0,025 \cdot N. \quad (A.11)$$

Тривалість розливання τ_1 не повинна перевищувати максимально допустимого часу розливання із сталерозливного ковша. Максимально допустима тривалість розливання, зумовлена тепловими втратами для ковшів різної місткості, наведена в таблиці А.6.

Крім того, допустимий час розливання можна визначити з виразу

$$\tau_3 \leq 12 \cdot \sqrt{M} - 0,3 \cdot M - 12. \quad (A.12)$$

Кількість струмків МБЛЗ й кількість машин у відділенні визначаються залежно від сортаменту розливної сталі й перерізу зливка, місткості сталеплавильного агрегату й ритму подавання сталерозливних ковшів у відділення. Під час проектування МБЛЗ для визначення кількості струмків варто користуватися виразом

$$N \geq M / (\rho \cdot \varphi_2 \cdot V \cdot a \cdot b \cdot \tau_3), \quad (A.13)$$

де τ_3 – максимально допустимий час розливання, хв.

Таблиця А.6 – Максимально допустима тривалість розливання сталі із ковшів різної місткості

Місткість ковша, т	50	100	160	200	300	400
Максимально допустимий час розливання, хв.	60	75	85	90	110	120

Варто враховувати, що збільшення кількості струмків ускладнює конструкцію й обслуговування МБЛЗ, збільшує необхідну площу під МБЛЗ й капітальні витрати. Зменшення кількості струмків МБЛЗ веде до збільшення кількості встановлених у цеху МБЛЗ й, відповідно, до зростання капітальних витрат.

Під час розливання на МБЛЗ розширеного сортаменту сталей склад МБЛЗ (необхідна кількість струмків) варто розраховувати за найбільш трудомістким (мінімальним) перерізом.

У наш час знаходяться в експлуатації сортові машини з кількістю струмків до восьми, блюмові до чотирьох, слябові до двох.

Приклад 8. Визначити кількість МБЛЗ й їхню продуктивність у складі конвертерного цеху, що складається з трьох конвертерів місткістю $M = 250 \text{ т}$. Метал розливається на заготовки перерізом $300 \times 400 \text{ мм}$. Сталі – вуглецеві звичайної якості й низьколеговані конструкційні. Тривалість плавки в конвертері $\tau_{пл} = 36 \text{ хв}$. $\varphi_1 = 0,85, \varphi_2 = 0,9$. Щільність сталі 7650 кг/м^3 . Фонд часу роботи МБЛЗ $\Phi = 290 \text{ діб}$. Тривалість паузи між серіями τ_2 становить 60 хв . Швидкість розливання сталі $V = 0,7 \div 0,8 \text{ м/хв}$.

Киснево-конвертерний цех працює за системою: два конвертери в роботі, один – у резерві. Ритм подавання ковшів у відділення безперервного розливання сталі становитиме $\tau_p = 36 / 2 = 18 \text{ хв}$, а річна продуктивність конвертерного цеху за рідкою сталлю

$$P_{ккц} = (1440 \cdot M / \tau_p) \cdot 365 = 1440 \cdot 250 / 18 \cdot 365 = 7,3 \times 10^6 \text{ т}.$$

Склад МБЛЗ (кількість струмків) за допустимого часу розливання $\tau_3 = 90 \text{ хв}$ становитиме

$$N \geq \frac{M}{\rho \cdot a \cdot b \cdot V \cdot \tau_3 \cdot \varphi_2} = \frac{250 \times 10^3}{7650 \cdot 0,3 \cdot 0,4 \cdot 0,75 \cdot 90 \cdot 0,9} = 4,48.$$

Беремо до установаження машини із п'ятьма струмками.

Час розливання τ_1 на п'ятиструмковій МБЛЗ за швидкості розливання $V = 0,75 \text{ м/хв}$ становитиме

$$\tau_1 = \frac{M}{N \cdot V \cdot \rho \cdot a \cdot b \cdot \varphi_2} = \frac{250 \times 10^3}{5 \cdot 0,75 \cdot 7650 \cdot 0,3 \cdot 0,4 \cdot 0,9} = 80,7 \text{ хв}.$$

Беремо тривалість розливання $\tau_1 = 72 \text{ хв}$. Кратність розливання τ_1 / τ_p становитиме $72 / 18 = 4$ (кратність розливання завжди повинна бути тільки цілим числом. Якщо за результатами розрахунку це не виконується то необхідно

корегувати тривалість розливання, або за можливості – тривалість плавки у сталеплавильному агрегаті), а швидкість розливання $V = 0,84 \text{ м/хв.}$

Ця швидкість перевищує задані швидкісні параметри й не може бути використана для розливання цього перерізу.

За збільшення часу розливання до 90 хв. отримаємо кратність розливання $90/18=5$, а швидкість розливання $V = 0,67 \text{ м/хв.}$, що також виходить за задану межу швидкості.

Таким чином, необхідно збільшити кількість струмків до 6.

Час розливання τ_1 на шестиструмковій МБЛЗ за швидкості розливання $V = 0,75 \text{ м/хв.}$ становитиме

$$\tau_1 = \frac{M}{N \cdot V \cdot \rho \cdot a \cdot b \cdot \varphi_2} = \frac{250 \times 10^3}{6 \cdot 0,75 \cdot 7650 \cdot 0,3 \cdot 0,4 \cdot 0,9} = 67,3 \text{ хв.}$$

Беремо тривалість розливання $\tau_1 = 72 \text{ хв.}$ Кратність розливання τ_1 / τ_p становитиме $72/18=4$, а швидкість розливання $V = 0,7 \text{ м/хв.}$

Пропускна здатність (потужність) МБЛЗ за розливання сталі серіями по 40 плавок становитиме

$$P = \frac{1440 \cdot n \cdot M \cdot \Phi \cdot \varphi_1}{n \cdot \tau_1 + \tau_2} = \frac{1440 \cdot 40 \cdot 250 \cdot 290 \cdot 0,85}{40 \cdot 72 + 60} = 1,207 \times 10^6 \text{ т.}$$

Кількість МБЛЗ для конвертерного цеху становитиме

$$N_{\text{МБЛЗ}} = P_{\text{ККЦ}} / P = 7,3 \times 10^6 / 1,206 \times 10^6 = 6,05 \text{ шт}$$

Таким чином до установки беремо 7 МБЛЗ. Тоді продуктивність встановленої МБЛЗ становитиме

$$P^{\text{уст}} = P_{\text{ККЦ}} / N_{\text{МБЛЗ}} = 7,3 \times 10^6 / 7 = 1,042857 \times 10^6 \text{ т.}$$

Приклад 9. У цеху планується будівництво 3-струмкової МБЛЗ для отримання заготовки наступних типорозмірів: □ 100, □ 125, □ 135 за умови рівних обсягів виробництва кожного типорозміру заготовок. Знайти пропускну здатність МБЛЗ, якщо маса плавки становить 40 т, а швидкість розливання для перерізів □ 100, □ 125, □ 135 становитиме 3,5, 3,0 і 2,5 м/хв. відповідно, а середня кількість струмків, які працюють – 2,5.

Узявши $T_{кан} = 10$ діб, $T_{н.п.} = 11$ діб, $T_{ном} = 20$ діб визначимо час усіх річних ремонтів МБЛЗ

$$T_{рік} = T_{кан} + T_{н.п.} + T_{ном} = 10 + 11 + 20 = 41 \text{ доба},$$

Тоді час позапланових простоїв становитиме

$$T_{п} = (365 - 41) \times 0,05 = 16,2 \text{ доби},$$

а фонд робочого часу МБЛЗ

$$\Phi = 365 - 41 - 16,2 = 307,8 \text{ діб (7387 годин)}.$$

Тривалість розливання однієї плавки розрахуємо за формулою

$$\tau_1 = \frac{M}{N \cdot V \cdot \rho \cdot a \cdot b \cdot \varphi_2}.$$

Для перерізу □ 100 мм

$$\tau_{100} = \frac{40 \times 10^3}{2,5 \cdot 3,5 \cdot 7650 \cdot 0,1 \cdot 0,1 \cdot 0,9} = 66,4 \text{ хв.}$$

Розрахунок річної продуктивності МБЛЗ виконаємо за формулою

$$A = 60 \times k \times (\Phi \times Q \times N) / (N \times T_1 + T_2),$$

де Φ – фонд робочого часу МБЛЗ, 7387 годин;
 Q – маса плавки, 40 т;
 N – 6 (середня кількість плавки у серії);
 T_1 – час розливання плавки;
 T_2 – 30÷40 хв. – час підготовки МБЛЗ до розливання
(без заміни кристалізаторів);
 k – 0,96 – коефіцієнт запасу.

Для перерізу $\square 100$ мм

$$A_{100} = 60 \times 0,96 \times (7387 \times 40 \times 6) / (6 \times 66,4 + 40) = 232933 \text{ т/рік.}$$

Результати аналогічних розрахунків для інших перерізів подано в таблиці А.7.

Середня річна пропускна здатність МБЛЗ за рідкою сталлю (з урахуванням рівних обсягів виробництва кожного типорозміру заготовок) становитиме

$$A = (A_{100} + A_{125} + A_{135}) / 3 = \\ = (232933 + 302482 + 295138) / 3 = 276851 \text{ т/рік.}$$

Таблиця А.7 – Результати розрахунку тривалості розливання однієї плавки й продуктивності МБЛЗ для різних перерізів

Переріз заготовки, мм	Розрахункові параметри	
	τ_1 , хв.	A , т/рік
$\square 125$	49,6	302482
$\square 135$	51,0	295138

Продуктивність МБЛЗ за придатною заготовкою становитиме

$$276851 \times 0,98 = 271314 \text{ т за рік ,}$$

де 0,98 – коефіцієнт виходу придатного під час розливання.

Приклад 10. Знайти вихід придатного металу під час розливання однієї плавки масою 120 т на заготовки перерізом 100×100 мм зі швидкістю 6,5 м/хв. на 6-струмковій МБЛЗ та за серійності розливання 15 плавок. При цьому величина обрізі від головної й хвостової частини заготовки становитиме по 0,5 м, а маса «козла» в промковші – 5 т.

Визначимо масу обрізі від однієї заготовки

$$Q_{\text{заг}} = a \times b \times (L_{\text{гол}} + L_{\text{хв.}}) \times \rho = 0,1 \times 0,1 \times 1 \times 7650 = 76,5 \text{ кг},$$

де a , b – товщина й ширина заготовки, м;

$L_{\text{гол}}$ – величина обрізі від головної частини заготовки, м;

$L_{\text{хв.}}$ – величина обрізі від хвостової частини заготовки, м;

ρ – щільність сталі, кг/м³.

Маса відходів під час розливання становитиме

$$Q = Q_{\text{заг}} \times N + Q_{\text{пр.}} = 76,5 \times 6 + 5000 = 5459 \text{ кг},$$

де N – кількість струмків;

$Q_{\text{пр.}}$ – маса залишку в промковші, кг.

Вихід придатного під час розливання однієї плавки становитиме

$$\eta = 100 - (Q \times 100) / (M \times n) = 100 - (5459 \times 100) / (120000 \times 1) = 95,45 \%,$$

де M – маса плавки, кг;

n – кількість плавок у серії, шт.

Вихід придатного за розливання 15 плавок у серії становитиме

$$\eta = 100 - (Q \times 100) / (M \times n) = 100 - (5459 \times 100) / (120000 \times 15) = 99,6\%.$$

Приклад 11. Знайти діаметр стакан-дозатора для без-
 стопорного розливання заготовки перерізом 100×100 мм за
 швидкості розливання 6,5 м/хв. Висота металу у промковші
 становить 0,7 м, товщина шлаків у промковші - 0,05 м.

Масова витрата металу під час розливання становитиме

$$M_p = \mu \cdot \rho_{pm} \cdot \frac{\pi \cdot d^2}{4} \cdot \sqrt{2g \cdot (H_m + h_{шл} \cdot \rho_{шл} / \rho_{pm})}, \quad (A.14)$$

де μ – коефіцієнт витрати,

ρ_{pm} – щільність рідкого металу, т/м³;

d – діаметр стакан-дозатора, м;

g – прискорення сили ваги, м/с²;

H – висота металу в промковші, м;

h – висота шлаку в промковші, м;

$\rho_{шл}$ – щільність шлаку, т/м³.

Знаючи переріз заготовки й швидкість розливання, ма-
 сову витрату можна також визначити за формулою

$$M_p = a \times b \times \rho \times V = 0,1 \times 0,1 \times 7,65 \times 6,5 = 0,49 \text{ т/хв.},$$

де a, b – товщина й ширина заготовки, м;

ρ – щільність сталі, т/м³;

V – швидкість розливання, м/хв.

З виразу A.14 визначимо необхідний діаметр стакан-
 дозатора

$$\begin{aligned} d &= \sqrt{4M_p / (\pi \cdot \mu \cdot \rho_{pm} \cdot \sqrt{2g \cdot (H_m + h_{шл} \cdot \rho_{шл} / \rho_{pm})})} = \\ &= \sqrt{4 \cdot 0,49 / (3,14 \cdot 7 \cdot \sqrt{2 \cdot 9,8(0,7 + 0,05 \cdot 3 / 7)})} = 0,02 \text{ м} \end{aligned}$$

A.4 Алгоритм вибору ШУС і її витрат для заданих умов розливання

Витрата ШУС Q_s (кг/м²) являє собою масу подаваної
 суміші на одиницю поверхні заготовки

$$Q_s = \frac{\Delta m}{\Delta S}, \quad (\text{A.15})$$

де Δm – маса подаваної суміші, кг;
 ΔS – поверхня заготовки, на яку витрачається Δm кг суміші, м².

Площу поверхні заготовки, на яку витрачається суміш, можна виразити через розміри кристалізатора (a і b) і швидкість розливання V_p

$$\Delta S = 2 \cdot (a + b) \cdot V_p \cdot \Delta t, \quad (\text{A.16})$$

де a і b – розміри кристалізатора, м;
 V_p – швидкість розливання, м/хв.;
 Δt – проміжок часу, за який подається Δm кг суміші, хв.

Витрати суміші Δm_t за одиницю часу становитимуть

$$\Delta m_t = 2 \cdot (a + b) \cdot V_p \cdot Q_s. \quad (\text{A.17})$$

Оптимальне витрачання ШУС Q_s (кг/м²) може визначатися за формулою

$$Q_s = \frac{2}{R - 5}, \quad (\text{A.18})$$

де R – параметр кристалізатора, м.

Параметр кристалізатора R визначають з рівняння

$$R = \frac{2 \cdot (a + b)}{a \cdot b}, \quad (\text{A.19})$$

де a й b – розміри кристалізатора, м.

З урахуванням (А.18) одержимо просту залежність (А.20) для необхідної витрати суміші за одиницю часу

$$\Delta m_t = \frac{4 \cdot (a + b)}{R - 5} \cdot V_p. \quad (\text{А.20})$$

Слід зазначити, що у формулу (А.17) замість величини Q_S можна підставляти будь-який відомий вираз для розрахунку оптимальних витрат ШУС. Найбільш точними з них є вирази (А.21) – (А.23)

$$Q_S = \frac{k \cdot \beta}{T_{sol}^{1,6} \cdot \eta^{0,5}} \cdot \frac{A^{0,4}}{V_p} \cdot \cos^{-1} \cdot \left(\frac{1000 \cdot V_p}{2\pi \cdot f \cdot A} \right), \quad (\text{А.21})$$

$$Q_S = \frac{0,015 \cdot f \cdot t_p}{\eta^{0,5} \cdot V_p}, \quad (\text{А.22})$$

$$Q_S = 0,04 \cdot \left(\frac{1}{A^{0,3}} \right) \cdot \left(\frac{60}{f} \right) \cdot (\eta \cdot V_p^2)^{-0,5} + 0,22, \quad (\text{А.23})$$

де f – частота хитань кристалізатора, хв^{-1} ;

A – амплітуда хитань кристалізатора, м;

η – в'язкість рідкого шлаку, $\text{Па} \cdot \text{с}$;

V_p – швидкість розливання, м/хв ;

T_{sol} – температура затвердіння, $^{\circ}\text{C}$;

t_p – час випередження заготовки кристалізатором, с;

k, β – константи.

Емпіричний вираз (А.18) найбільш адекватно описує оптимальні витрати ШУС (рис. А.2). Вирази А.21 – А.23 можна використовувати для розрахунку необхідної в'язкості розроблюваної ШУС. Так, наприклад, з виразу (А.22) випливає, що в'язкість ШУС за температури 1300°C становитиме

$$\eta = \left(\frac{0,015 f \cdot t_p}{Q_s \cdot V_p} \right)^2, \text{ пуаз.} \quad (\text{A.24})$$

Для визначення глибини проникнення рідкого шлаку в зазор між злитком і кристалізатором, а також для характеристики ступеня кристалічності плівки шлаків у цьому зазорі використовують величину температури початку затвердіння ШУС $T_{\text{затв}}$ (її ще називають температурою початку виділення кристалічної фази або температурою «зламу»), яку визначають за точкою зламу на кривій « $\ln \eta - 1/T$ ».

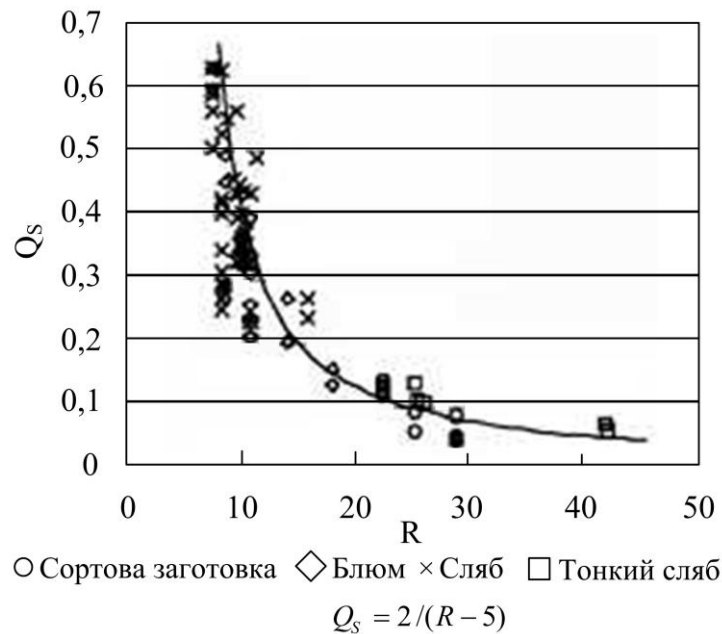


Рисунок А.2 – Залежність оптимальних витрат ШУС від параметра R

Для розливання різних марок сталі величина $T_{\text{затв}}$ повинна мати різні (цілком певні) значення. Для оцінювання величини $T_{\text{затв}}$ для розливання різних марок сталі використовують вирази (А.25 – А.27)

$$F_p = 0,8 - 1,1 \quad T_{\text{затв}} (^{\circ}\text{C}) = 1375 + 60 \cdot \ln \eta, \quad (\text{A.25})$$

$$F_p < 0,3 \text{ и } F_p > 1,5 \quad T_{\text{затв}} (^{\circ}\text{C}) = 1340 + 68 \cdot \ln \eta, \quad (\text{A.26})$$

$$F_p (\text{інше}) \quad T_{\text{затв}} (^{\circ}\text{C}) = 1307 + 76 \cdot \ln \eta, \quad (\text{A.27})$$

де F_p – феритний потенціал певної марки сталі;
 η – в'язкість рідкої ШУС за температури 1300 °С, Па·с.

Феритний потенціал сталі розраховують за формулою

$$F_p = 2,5 \cdot (0,5 - (\%C_p)) \quad (A.28)$$

де $(\%C_p)$ – вуглецевий еквівалент

$$(\%C_p) = (\%C) + 0,04(\%Mn) + 0,1(\%Ni) + 0,7(\%N) - 0,14(\%Si) - 0,04(\%Cr) - 0,1(\%Mo) - 0,24(\%Ti) - 0,7(\%S) \quad (A.29)$$

На рисунку А.3 наведена діаграма схильності сталі до проривів і тріщиноутворення залежно від величини феритного потенціалу, а на рисунку А.4 алгоритм розрахунку необхідних витрат і властивостей ШУС.

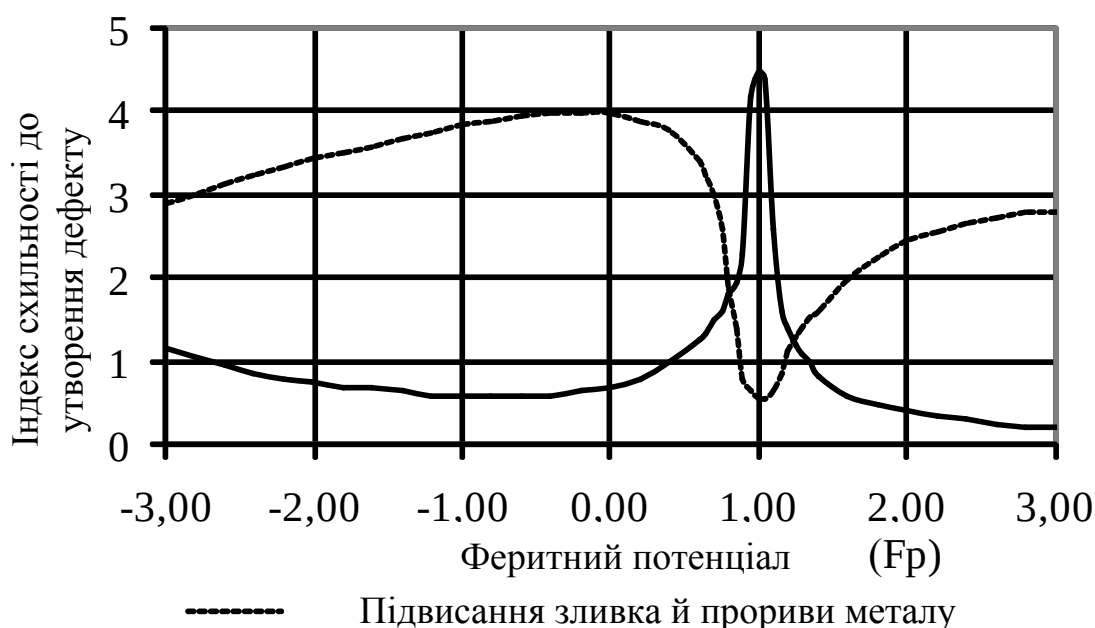


Рисунок А.3 – Діаграма схильності сталі до утворення дефектів під час безперервного розливання

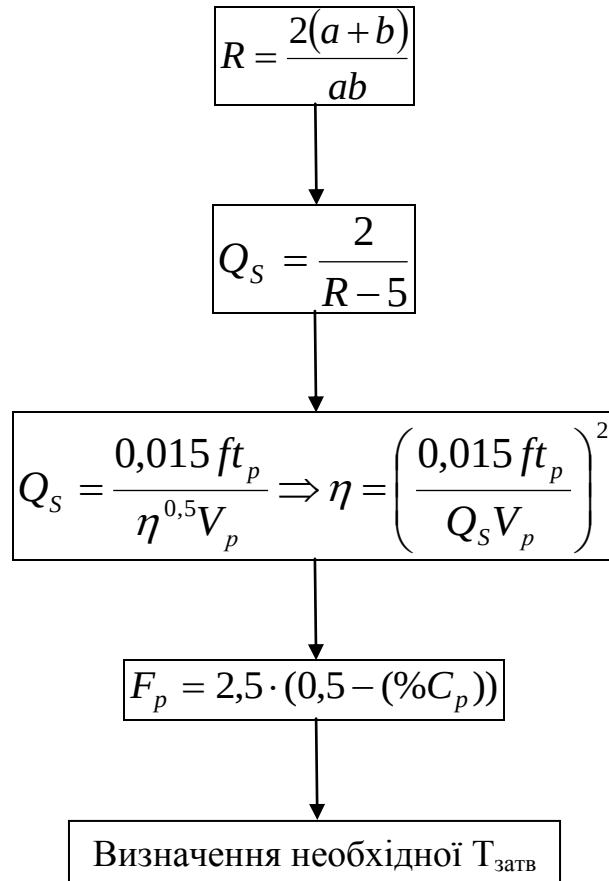


Рисунок А.4 – Схема алгоритму розрахунку необхідних витрат і деяких властивостей ШУС для певних умов розливання

Приклад 12. Розрахувати необхідні властивості ШУС і величину її витрат для вихідних даних, поданих у таблицях А.8, А.9.

Таблиця А.8 – Хімічний склад розливоної сталі, (Х70)

Хімічний склад сталі, % мас.								
C	Mn	Si	Ni	Cr	Mo	Ti	S	N
0,09	1,55	0,38	0,3	0,3	0	0,035	0,004	0,01

Таблиця А.9 – Вихідні дані для розрахунку необхідних властивостей ШУС і величини її витрат

Параметр	Одиниці виміру	Значення
Швидкість розливання (V_p)	м/хв.	1,5
Розміри кристалізатора: a	м	1,040
b	м	0,200
Частота хитання кристалізатора (f)	хв ⁻¹	120
Час випередження заготовки кристалізатором (t_p)	с	0,25

Обчислюємо параметр кристалізатора за формулою (А.19)

$$R = \frac{2 \cdot (1,040 + 0,200)}{1,040 \cdot 0,200} = 11,9 \text{ м.}$$

За допомогою виразу (А.18) обчислюємо необхідні витрати ШУС

$$Q_s = \frac{2}{11,9 - 5} = 0,29 \text{ кг/м}^2.$$

Витрати ШУС за одиницю часу визначаємо за формулою (А.17)

$$\Delta m_t = 2 \cdot (1,040 + 0,200) \cdot 1,5 \cdot 0,29 = 1,079 \text{ кг/хв.}$$

Використовувана ШУС повинна мати наступну в'язкість (формула (А.24))

$$\eta = \left(\frac{0,015 \cdot 120 \cdot 0,25}{0,29 \cdot 1,5} \right)^2 = 1,07 \text{ пуаз} = 0,107 \text{ Па} \cdot \text{с.}$$

Розрахуємо феритний потенціал розливої марки сталі. Для цього за формулою (А.29) визначимо вуглецевий еквівалент

$$(\%C_p) = 0,1 + 0,04 \cdot 1,65 + 0,1 \cdot 0,3 + 0,7 \cdot 0,01 - 0,14 \cdot 0,265 - 0,04 \cdot 0,3 - 0,1 \cdot 0 - 0,24 \cdot 0,02 - 0,7 \cdot 0,004 = 0,146$$

Феритний потенціал розрахуємо за допомогою виразу (А.28):

$$F_p = 2,5 \cdot (0,5 - 0,146) = 0,884.$$

Для $F_p = 0,8-1,1$ температуру затвердіння розрахуємо за формулою (А.25)

$$T_{затв} = 1375 + 60 \cdot \ln \eta = 1375 + 60 \cdot \ln 0,107 = 1240 \text{ } ^\circ\text{C}.$$

ПРЕДМЕТНИЙ ПОКАЖЧИК

Аварійне водопостачання	408	— — системи охолодження кристалізатора	405
Аварійні ситуації й неполадки	398	— — паровідводу	406
Автоматичне підтримування рівня	292	Віброімпульсні впливи	269
Амплітуда хитання	164	Відбирання проб	389
Безстопорне розливання	388	Відкриття каналу шиберного затвора	103
Вакуумне знеуглецювання	66	— стаканів-дозаторів	388
Вакуумування нерозкисленої сталі	92	Відрив затравки від заготовки	404
Вдування аргону	272	Відхилення від заданих розмірів	251
Виведення струмка на «кінці»	394	Відходи газорізання	424
Видалення сірки	64	— під час зачищенні	
Види безперервнолитої заготовки	19	поверхні	424
Викиди пилу	417	Внутрішні тріщини по перерізу	261
Вимірювання температури	389	Водоповітряне охолодження	423
Вимоги до металу	58	Водоспоживання	414
Вимоги правил безпеки до персоналу	411	Вплив товщини шлаку на нагрівання	77
Випинання граней	251	Втрати металу	27
Виправлення (розгин) заготовки	199	— тепла сталю	108
Виробництво:		Газове різання	212
конвертерної сталі	36	Гранично допустимі концентрації	420
сталі в ЕДП	45	Дегазація металу	87
Витрата води на ЗВО	389	Дефект	247
— — на кристалізатор	383	Дефекти профілю	249
— ТІС	389	Деформація допустима	241
Вихід з ладу заглибної труби або стакана	402	— міжфазна	243
		— поверхнева	243
		Ділянка підвищеного травлення	243

Екологічні завдання	416	Збільшення серійності	426
Електромагнітне		Зниження температури	
перемішування	271,273	металу в сталерозливних	
Електросталеплавильний		ковшах	72
цех	41	Зола рисової лузги	125
Ефективність дугового		Зона:	
нагрівання	76	–вторинного охолодження:	
Завороти скоринки	255	водоповітряне	
Загальна витрата води		охолодження	207
на охолодження	27	довжина	194, 203
– схема безперервного		конструкція	195
розливання	21	неполадки в роботі	
Заглиблення стакана	390	системи форсунного	
Заглибний стакан	139	охолодження	406
Закінчення розливання	394	параметри води	210
Заливини	256	ролики	196
Заміна заглибного		струминне водяне	
стакана	141, 391, 393	охолодження	205
– захисної труби	391	температура поверхні	203
– промковшів	393	тепловідведення	202
– сталерозливного ковша	392	функції	194
Замкнені безстічні		щільність теплового	
системи охолодження	422	потoku	202
Запуск слябової машини	389	– неорієнтованих	
Зародки кристалів	270	рівновісних кристалів	231
Засипка для шибєрних		– стовпчастих кристалів	231
затворів	105	– зумпфова	266
Затвердіння	230	Зусилля між роликами й	
Затравка:		зливком	199
головка	216	Ізостатичне пресування	132
жорстка	220	Інтенсивність зношення	
ланцюгового типу	219	вогнетривів	79
машина для введення	221	– продування	83
функції	216	Камерне вакуумування	89
Затримка подавання		Капітальні витрати на	
ковша	405	водопостачання	423
Захисна труба	133		

Ківш–піч:		привід механізму	
призначення	69	хитання	161
елементи	71	призначення	143
Коефіцієнт потужності	78	синусоїдний закон	
Концентраційне (дифузійне)		руху	161
переохолодження	229, 234	скипання води	192
Концепції міні-заводу	41	слябовий	186
Коркова зона	231	температура робочої	
Кристалізатор:		поверхні	154
аварійне охолодження	192	тепловий потік	148, 152, 153
блюмовий	188	характер руху потоків	
гільзовий	184	сталі	146
заміна гільз і плит	193	час випередження	162
збірний	186	швидкість охолодної	
зворотно-поступальний		води	190
рух	160	шорсткість і хвилястість	
зміна температури		поверхні	151
металу й шлаків	147	якість охолодної води	191
– ширини	189, 391	Ліквацийні смуги	241
індекс випередження	162	Ліквация	230
інтенсивність		Ливарно-прокатний модуль:	
теплопередавання	145	розташування основних	
канали для води	190	функціональних	
матеріал	156, 183	одиниць	38
наповнення	388	технологічна схема	39
неполадки механізму		Маркування	396
хитання	405	МБЛЗ:	
несинусоїдний закон		– вертикальна	28
руху	162	– горизонтальна	15, 35
основні конструктивні		– для відливання тонких	
параметри	183	слябів	33
параболічний	51, 150	– для прямого отримання	
переповнення (перелив)	402	листа	34
підвисання скоринки		– етапи конструювання	12
зливка	403	– типи	27
покриття	184	– криволінійна	31

– насосно-акумуляторні станції	410	– сухого торкретування	126
– переваги	17	Перевірка візків	
– радіальні	30	промковшів	371
– розливальний майданчик	409	– підйомно-поворотного стенда	370
– тонкослябові	54	– підтримувальної системи	377
Межа міцності	241	– роботи механізму хитання	377
Металургійна довжина	25	Перемішування розплаву аргоном	80
Механічні гідравлічні ножиці	214	– – електромагнітним полем	86
Міні-завод	41	Підвищена кривизна	251
Модифікування	67	Підготовка:	
Модульна побудова цехів	37	гільзових кристалізаторів	375
М'яке обтиснення	200, 272, 284	– елементів ЗВО	377
Набір швидкості	390	– збірного слябового кристалізатора	376
Напрямки розвитку безперервного розливання	18	– маркувальної машини	382
Неметалеві включення в сталі	66	– машини газового різання	382
Оборотні системи водяного охолодження	422	– – для видалення задирок	383
Обрізь	394	– МБЛЗ	370
Обсяги виробництва сталі	16	– промковша	371
Оптимальний уміст алюмінію	153	Підйомник для видавання заготовок	410
Осьова ліквіація	264	Підкіркові пухири	264
Охолодження слябів і заготовок	397	Підтримувальні ролики	189
– струмка	399	Підтримування рівня металу	389
Охорона навколишнього середовища	413	Поверхневі пухири	258
– праці й техніка безпеки	406	Подавання ТІС	390
Очищення стічних вод	423	Показники усереднення сталі	84
Переваги розливання фасонної заготовки	50		

Пористі пробки й		функції	122
блоки	83, 113	арматурний шар	128
Порізка	394	наливна	128
Пост керування МБЛЗ	408	робочий шар	123
– – газовими різаками	409	теплоізоляційний шар	130
Потужність		Прорив металу під	
трансформатора	79	кристалізатором	403
Пояс	255	Простій струмка	404
Примусове		Проходження сталі між	
перемішування	268	сканом-дозатором і	
Провідні виробники МБЛЗ	17	заглибним сканом	402
Прогар футерівки		Процес розливання сталі	384
промковша	401	Регулювання температури	
– – сталерозливного		рідкої сталі	72
ковша	399	Рівномірність теплового	
Прогнозування проривів	300	навантаження	80
Продуктивність МБЛЗ	25, 37	Розігрів футерівки й	
Промківш:		сканів	374
вимоги до конструкції	110	Розкислення дифузійне	63
візок	107	– осаджувальне	62
геометрична форма	110	Розливання блюмів	47
ємність	111	– круглих заготовок	48
затягування дозувальних		– різних марок	393
вузлів	402	– слябових заготовок	53
металоприймач	130	– сортових заготовок	51
наповнення	386	– тонкого листа	54
некриття стопора	401	– фасонної заготовки	50
підігрівання металу	113	Ромбічність	250
пороги й		Сила тертя під час	
перегородки	112, 131	хитання	167
призначення	106	Сліди хитання	163
приймальні пристрої	112	Спеціальні вимоги правил	
рівень металу	110	техніки безпеки	412
функції	109	Скани-дозатори:	
– футерівка:		внутрішній діаметр	115
устрій	122	функції	114, 138

швидка заміна	117	Торкрет-маса	124
Сталерозливний ківш:		Транскристалізація	231
затягування каналу		Тріщини:	
розливного стакана	400	виникнення	240
неповне		осьові	262
закриття – відкриття		павукоподібні	259
шиберного затвора	400	поздовжні поверхневі	252
призначення	100	поперечні поверхневі	252
прохід металу між плитами		Тягова кліть	211
шиберного затвора	400	Уведення затравки	379, 380
стійкість	100	Увігнутість граней	251
футерівка	100	Ужимини	251
Сталерозливний стенд	102	Уміст газів у сталі	65
Стопор	118	– неметалевих включень	61
Стопор-моноблок	135	– шкідливих домішок	59
Структурні зони	231	Усадка	237
Суть процесу безперервного		Установлення промковша	386
розливання	10, 23	Фіксовані параметри	
Сухі магnezійні маси	126	розливання	398
Сучасний конвертерний		Формування скоринки	
цех	36	під час хитання	166
Схеми дозування металу	114	Хвилі на поверхні	270
Тверда скоринка:		Хімічний підігрів сталі	74
деформація	157	Холодильник	26
зменшення товщини	156	Центрування заглибних	
необхідна товщина	158	стаканів	386
прилипання	158	Циркуляційне	
розрахунок товщини	156	вакуумування	87
розтягувальні		Частота хитання	389
напруження	158	Швидкість розливання	27
Температура ліквідус	145, 230	Шиберний затвор:	
– охолодної води	391	недоліки	120
– розливої сталі	384	функції	102, 119
Теплопровідність	154	Шкідливі речовини	417
Термонапружений стан	241	Шлакові включення	257
Типи кристалічних		– і неметалеві включення	265
структур	269		

Шлакоутворювальні суміші:		порошкоподібні	177
витрати	171, 389	рекомендовані	
вихідні матеріали	174	властивості	178
властивості	170	склад	172
в'язкість	174	температура затвердіння	175
гранульовані	177	– плавлення	177
оптимальна товщина	171	– початку виділення кристалічної фази	175
основні компоненти	173	– розм'якшення	177
подавання в		– розтікання	177
кристалізатор	180	функції	168

НАВЧАЛЬНЕ ВИДАННЯ

**О. М. Смірнов,
С. В. Куберський,
Є. В. Штепан**

БЕЗПЕРЕРВНЕ РОЗЛИВАННЯ СТАЛІ

Підручник
В авторській редакції

Підп. до друку 28.12.2010. Формат 60x84 ¹/₁₆. Папір офс.
Друк RISO. Ум. друк. арк. 30,1 Зам. № Наклад 300 пр.
Видавництво не несе відповідальності за зміст матеріалу,
наданого автором до друку.

Видавець та виготівник:

Донбаський державний технічний університет
94204, Луганська обл., м. Алчевськ, пр. Леніна, 16.
(ТВО "Лад", ауд. 2113, т/факс 2-02-59)

E-mail: info@dmmi.edu.ua Web-site: <http://www.dmmi.edu.ua>

Свідоцтво Держкомтелерадіо серія ДК, № 2010 від
12.11.2004